

Міністерство освіти і науки України
Національний університет водного господарства
та природокористування
Навчально-науковий механічний інститут
Кафедра розробки родовищ та видобування корисних копалин

02-06-63М

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ

до виконання курсового проєкту з навчальної дисципліни
«Технології підземної розробки корисних копалин»
для здобувачів вищої освіти першого (бакалаврського) рівня
за освітньо-професійними програмами
спеціальності 184 «Гірництво»
денної форми навчання

Рекомендовано
науково-методичною радою
з якості ННМІ
Протокол № 8 від 16.03.2021 р.

Рівне – 2021

Методичні вказівки до виконання курсового проєкту з навчальної дисципліни «Технології підземної розробки корисних копалин» для здобувачів вищої освіти першого (бакалаврського) рівня за освітньо-професійними програмами спеціальності 184 «Гірництво» денної форми навчання / Заєць В. В., Чухарев С. М., Семенюк В. В., Цверчкова М. М., Оксенюк Р. Р. – Рівне : НУВГП, 2021. – 55 с.

Укладачі:

Заєць В. В., к.т.н., доцент кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин;

Чухарев С. М., к.т.н., доцент кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин;

Семенюк В. В., старший викладач кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин;

Цверчкова М. М., старший викладач кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин;

Оксенюк Р. Р., асистент кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин.

Відповідальний за випуск: Корнієнко В. Я., професор, д.т.н., зав.кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин.

Керівник групи забезпечення спеціальності

Маланчук З. Р.

© Заєць В. В., Чухарев С. М.,
Семенюк В. В., Цверчкова М. М.,
Оксенюк Р. Р., 2021
© НУВГП, 2021

ЗМІСТ

Вступ.....	4
1. Методичні рекомендації до виконання розрахункової	6
1.1. Характеристика родовища	6
1.2. Запаси шахтного поля	6
1.3. Виробнича потужність і термін служби шахти. Режим роботи.....	8
1.4. Розкриття шахтного поля.....	9
1.5. Підготовка шахтного поля.....	10
1.6. Система розробки і технологія ведення очисних робіт	12
1.7. Визначення кількості очисних вибоїв і резерву видобутку шахти	35
1.8. Заходи з техніки безпеки і охорони праці в очисному вибої.....	39
2. Методичні вказівки до виконання графічної частини проекта.....	39
ДОДАТКИ.....	41
Список рекомендованої літератури	55

Вступ

Курсове проектування виконується здобувачами вищої освіти на основі знань, отриманих ними після вивчення курсів «Основи гірничої виробництва», «Геотехнології гірництва», «Технології підземної розробки корисних копалин». Метою проектування є:

- навчити студентів оцінювати конкретні гірничо-геологічні і гірничотехнічні умови щодо експлуатації шахти;
- набуття студентами навичок у проектуванні технології гірничого виробництва, її організації, знаходження і застосування найбільш сучасних, ефективних і прогресивних технічних рішень;
- розширення студентами знань за рахунок вивчення у процесі проектування спеціальної, довідкової, нормативної літератури, державних стандартів, типових проєктів, науково-дослідних звітів.

У результаті проектування студент повинен:

- охарактеризувати задані гірничо-геологічні і гірничотехнічні умови;
- розрахувати балансові і промислові запаси корисної копалини у межах шахтного поля;
- визначити виробничу потужність і термін служби шахти;
- обґрунтувати і прийняти спосіб розкриття і підготовки шахтного поля;
- обґрунтувати і прийняти систему розробки, визначити основні її параметри;
- вибрати машини і механізми для виконання виробничих процесів на виїмковій дільниці;
- розрахувати довжину діючої, резервної і загальної лінії очисних вибоїв, довжину лави;
- відобразити на кресленні прийняті рішення з розкриття, підготовки шахтного поля, системи розробки, технології очисних робіт.

Завдання до виконання курсового проєкту видається керівником-консультантом. Мінімальний перелік вихідних даних для виконання курсового проєкту:

- розмір шахтного поля за простяганням – S , м;
- розмір шахтного поля за падінням – H , м;
- кут падіння пластів – α , град;
- індекси і потужність пластів у межах шахтного поля – $m_1; m_2; \dots m_n$, М;
- відстань між пластами за нормаллю – $m_1-m_2; m_2-m_3; \dots m_{n-1}-m_n$, М;
- початкова глибина ведення гірничих робіт – $H_{\text{поч}}$, м;
- щільність вугілля – γ , т/м³;
- опірність вугілля різанню у невіджатій зоні – A_p , кН/м;
- відносне метановиділення з пласта, що розробляється – $q_{\text{пл}}$, м³/т;
- склад, потужність і міцність порід безпосередньої та основної покрівель, підосви;

Завдання видається на початку семестру і підписується керівником. Проєкт має бути виконаний в термін, що означений в завданні. Виконаний проєкт надається керівникові для перевірки, остаточна оцінка проєкту здійснюється на підставі його захисту. За незадовільного захисту курсовий проєкт виконується ще раз за іншим завданням. Курсовий проєкт складається з графічної частини і розрахункової частини (пояснювальної записки). Графічна частина проєкту виконується на аркуші креслярського паперу формату А1 (594×841 мм), пояснювальна записка не повинна перевищувати 45 сторінок. У методичних вказівках наведені рекомендації до виконання розрахункової і графічної частин проєкту. Рекомендації до виконання проєкту наведені, в основному, для умов пологих і похилих пластів, що розробляються за традиційною технологією. Якщо у завданні передбачені інші гірничо-геологічні умови і (або) виникає потреба у застосуванні нетрадиційних технологій, тоді слід користуватися спеціальною літературою.

У процесі підготовки даних методичних вказівок були використані матеріали П.П. Голембієвського та В.Д. Івашенка. (ДонНТУ) [1].

1 МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ДО ВИКОНАННЯ РОЗРАХУНКОВОЇ ЧАСТИНИ ПРОЄКТА

Пояснювальна записка до курсового проєкту має містити наступні розділи і підрозділи:

1. Характеристика родовища.
2. Запаси шахтного поля.
3. Виробнича потужність і термін служби шахти. Режим роботи.
4. Розкриття шахтного поля.
5. Підготовка шахтного поля.
6. Система розробки і технологія ведення очисних робіт.
- 6.1 Система розробки.
- 6.2 Технологія ведення очисних робіт.
7. Визначення кількості очисних вибоїв і резерву видобутку шахти.
8. Заходи з техніки безпеки і охорони праці в очисному вибої.

1.1 Характеристика родовища

У цьому розділі наводяться стислі гірничо-геологічні відомості про родовище, на основі яких виконується курсовий проєкт. Класифікуються пласти за потужністю, кутом падіння, вказується категорія шахти за метаном, характеризується вугілля за опірністю різанню. На основі порівняння вихідних даних і відомостей, що наведені в додатку А, класифікуються за тривкістю і обвалюваністю бокові породи пласта, що прийнятий до відробки.

1.2 Запаси шахтного поля

У розділі визначаються балансові й промислові запаси шахти, коефіцієнт видобування вугілля при розробці запасів.

Балансові запаси (τ), виходячи з розмірів шахтного поля, або його частини визначають за формулою

$$Q_{\text{бал}} = SH\gamma \sum m_{\tau}; \quad (1)$$

де: $\sum m$ – сумарна потужність пластів, м;

Балансові запаси вугілля повністю не видобуваються, залишена їх частина – втрати вугілля. Розрізняють наступні види втрат:

- загальношахтні (q_u) – у охоронних ціликах під об'єктами, спорудами, природними об'єктами на поверхні, а також запаси, які залишені на межі шахтних полів і поблизу геологічних порушень;

- експлуатаційні (q_e), що залежать від прийнятої системи розробки і технологічної схеми очисних робіт - у ціликах біля підготовчих виробок, в очисному просторі й на межах виїмкових дільниць, у пачках вугілля, що залишені біля покрівлі й підшви в очисних виробках, втрати відбитого вугілля під час його транспортування та ін.

Загальношахтні й експлуатаційні втрати складають проєктні втрати

$$q_n = q_u + q_e, \text{ т} \quad (2)$$

Загальношахтні втрати вугілля:

$$q_u = C_{\text{заг}} Q_{\text{бал}}, \text{ т} \quad (3)$$

де $C_{\text{заг}}$ – коефіцієнт загальношахтних втрат. Для пологих пластів приймається у межах 0,01-0,02, для крутих пластів у межах 0,015-0,04.

Експлуатаційні втрати вугілля

$$q_e = C(Q_{\text{бал}} - q_n), \text{ т} \quad (4)$$

де C_e – коефіцієнт експлуатаційних втрат. При розробці тонких пластів C_e рекомендується приймати у межах 0,05–0,1; при розробці пластів середньої потужності й потужних – у межах 0,1–0,15.

Промислові запаси шахти:

$$Q_{\text{пром}} = Q_{\text{бал}} - q_n, \text{ т} \quad (5)$$

На основі розрахованих величин запасів вугілля визначається коефіцієнт видобування вугілля з надр:

$$C_{\text{вид}} = Q_{\text{пром}} / Q_{\text{бал}} \quad (6)$$

1.3. Виробнича потужність і термін служби шахти. Режим роботи.

Виходячи з обсягу промислових запасів і нормативних термінів служби шахт, з урахуванням надійності родовища встановлюється річна виробнича потужність шахти A_p з ряду 0,9; 1,2; 1,5; 1,8; 2,4; 3,0; 3,6 і більше млн. тон вугілля. У проєктах на рік приймається 300 робочих днів з видобування вугілля, тому добова виробнича потужність шахти складе відповідно 3000; 4000; 5000; 6000; 8000; 10000; 12000 тон вугілля.

Виробнича потужність шахти, що розробляє крутоспадні пласти має бути пов'язана з терміном служби горизонту (не менше 10 років) і регламентованою кількістю пластів, що водночас розробляються (не перевищуючи 70–75% від загальної їх кількості; якщо більше ніж 50% пластів небезпечні з викидів вугілля й газу, - то не більше ніж 60% робочих пластів).

Термін служби шахти (у роках) визначається за формулою:

$$T = (Q_{ном} / A_p) + t_{pz}, \text{ років} \quad (7)$$

де t_{pz} – час на розвинення й загасання робіт (2–5 років).

Рекомендується приймати термін служби шахти з виробничою потужністю до 1,8 млн.т/рік у інтервалі 40–50 років, а при потужності 1,8 млн.т/рік і вище – у інтервалі 50–70 років.

У деяких випадках, при проєктуванні в умовах реальної шахти виробнича потужність і термін служби шахти можуть бути вказані у завданні на проєктування. У нинішній час для підземних робіт тривалість робочої зміни прийнята шість годин. Добовий режим роботи вибоїв вибирається виходячи з конкретних умов:

- при розробці пластів, що не є небезпечні за раптовими викидами вугілля і газу – три видобувних зміни і одна ремонтно-підготовча зміна;
- при розробці пластів, що є небезпечні за раптовими

викидами – дві видобувні зміни, одна зміна для проведення спеціальних заходів і одна зміна ремонтно-підготовча.

Ремонт обладнання рекомендується планувати в першу зміну.

1.4. Розкриття шахтного поля

При виборі способу розкриття шахтного поля слід враховувати умови залягання і газоносність пластів, потужність наносів, розміри шахтного поля, виробничу потужність шахти, а також спосіб підготовки шахтного поля. Спочатку необхідно прийняти рішення щодо проєктування індивідуальної чи блокової шахти. Блокова шахта проєктується при розмірі шахтного поля за простяганням більшому ніж 8–10 км і при значній багатометановості шахти (більшій ніж $10 \text{ м}^3/\text{т.в.в.}$), великій її виробничій потужності (більшій ніж 1,5 млн. т/рік). Розміри блоків за простяганням здебільш приймаються від 2 до 4 км. Рекомендується проводити розкриття шахтних полів переважно вертикальними стволами, за винятком випадків, коли можлива і доцільна повна конвеєризація шахти. Вірно обраний спосіб розкриття має забезпечити концентрацію гірничих робіт у межах одного горизонту, ефективно провітрювання виробок, за можливістю максимальну концентрацію транспортного вантажопотоку, безпечність та економічність. Розміри ступеня за падінням при поверховій і панельній підготовці пологих і похилих пластів приймати в межах: бремсбергові – 1000–1500 м, похилі – до 1200 м. При погоризонтній підготовці розміри за падінням бремсбергових ступенів – до 2000 м, похилі – 800–1500 м. При проєктуванні глибоких шахт слід застосовувати (за можливістю) одnogоризонтні схеми розкриття пологих пластів. Розміри ступеня за падінням мають бути кратними розміру за падінням поверха або яруса. Відстань між поверховими квершлагами при розкритті крутоспадних пластів приймається у межах 100–120 м. У курсовому проєкті достатньо на підставі аналізу декількох можливих у заданих умовах способів розкриття здійснити обґрунтування вибору одного з них. При цьому слід чітко вказати, який саме спосіб розкриття

застосований у проєкті, навести опис: які виробки проводяться у період розкриття шахтного поля і в якій послідовності, вказати їх призначення. Також необхідно вказати: які види транспортних засобів будуть у них використані, шлях руху повітряного струменю при провітрюванні вибоїв у бремсберговій частині шахтного поля.

1.5 Підготовка шахтного поля

При виборі способу підготовки шахтного поля слід враховувати умови залягання пластів, особливо наявність великих геологічних порушень, розмір шахтного поля за падінням, виробничу потужність шахти. Основну увагу при виборі та проєктуванні схеми підготовки шахтного поля слід приділяти забезпеченню:

- максимальної концентрації ведення очисних робіт у межах пласта, панелі, поверха;
- максимальної концентрації вантажопотоку основними магістральними виробками (головними транспортними штреками, бремсбергами, похилами), застосовуючи, за можливістю, методи групування;
- безремонтного підтримання основних виробок (за рахунок вибору найбільш ефективного способу охорони і розташування підготовчих виробок – ціликами вугілля, бутовими смугами, проведенням їх по масиву обвалених порід або польовими в зоні розвантаження);
- ефективних схем провітрювання гірничих виробок.

Ці вимоги необхідно співвідносити до економічних і організаційно-технічних переваг і недоліків різноманітних способів підготовки шахтних полів. Поверховий спосіб підготовки здебільш застосовується: при невеликих розмірах шахтного поля за простяганням (до 4 км); при кутах падіння пластів понад 18° (25°); при розкритті шахтного поля похилими стволами; при малій виробничій потужності шахти (що передбачає мале навантаження на пласт і, відповідно, малу кількість діючих очисних вибоїв на пласті). Похила висота поверха при кутах падіння до 55° приймається у межах 100–400

м, при більших кутах падіння – в залежності від вертикальної його висоти, що визначена в схемі розкриття. Панельний спосіб підготовки прийнято застосовувати: на пластах з кутами падіння від 12° до 25° ; при значних розмірах шахтного поля за простяганням; в умовах, коли планується значне навантаження на пласт (тобто на пласті припускається розмістити велику кількість діючих очисних вибоїв за рахунок одночасної відробки декількох панелей). Панельний спосіб підготовки дозволяє забезпечити повну конвеєризацію транспорту у межах панелі й створює більш сприятливі можливості для застосування стовпових і комбінованих систем розробки. Розмір панелі за простяганням приймається переважно у межах від 1600 м до 3000 м. Погоризонтний спосіб підготовки застосовується на пластах з кутом падіння до 12° (найбільш ефективний при $\alpha \leq 7^\circ - 8^\circ$), причому, виїмкові стовпи на пластах потужністю до 2 м можуть вийматися лавами за повстанням (обводнені пласти відробляються тільки лавами за повстанням). Відпрацювання стовпів лавами за падінням можлива при будь-якій потужності пластів. Цей спосіб підготовки вважається найбільш прогресивним для пластів з невеликими кутами падіння. На шахтах, що розробляють крутоспадні пласти, переважно застосовується поверхова підготовка шахтного поля з групуванням пластів. На кресленні схема підготовки зображується на рівні відкотного горизонту. Вибравши спосіб підготовки, слід вказати його параметри: розміри і кількість ступенів, поверхів, панелей, ярусів у панелі, виїмкових стовпів, порядок їх відробки. У межах ступеню має бути розміщена ціла кількість поверхів (ярусів, виїмкових стовпів). Також слід описати порядок ведення підготовчих робіт, що забезпечують пуск перших лав у роботу, шлях руху повітряного струменю та шлях і засоби переміщення виробками вантажопотоку вугілля, породи, матеріалів.

1.6 Система розробки і технологія ведення очисних робіт

1.6.1 Система розробки

Вибір системи розробки має здійснюватися на підставі прийнятих рішень з підготовки шахтного поля, а також спільно з прийняттям основних рішень з технології ведення очисних робіт. Слід враховувати, що у деяких випадках прийняті у цьому розділі рішення можуть змінити параметри попередньо обраної системи розробки або навіть зробити неможливим її застосування. При виборі системи розробки слід проаналізувати такі параметри як потужність і кут падіння пласта, глибину ведення робіт, гірничо-механічні властивості вміщуючих порід, величину газоносності, викидонебезпечність і обводненість пласта і порід, самозаймистість і міцність вугілля, технологічні та технічні параметри очисного і прохідницького обладнання, яке передбачається застосовувати. Прийнята система розробки має забезпечувати економічність видобування вугілля і високий рівень концентрації робіт. При погоризонтному способі підготовки, – при сухих і слабообводнених вибоях, з припливом води до 5 м³/годину, приймати системи розробки з вийманням вугілля за падінням, а при потужності пласта до 2 м – системи розробки з вийманням вугілля за повстанням. Виймання вугілля лавами за простяганням може бути прийняте при будь-яких кутах падіння пласта (при кутах падіння до 10° такий напрямок виймання мусить мати обґрунтування).

Суцільну систему розробки слід застосовувати при вийманні багатогазоносних пластів у складних гірничо-геологічних умовах, здебільшого на великих глибинах, і при потужності пласта 0,7–1,3 м. Якщо ж породи підосви є здимаючі, то на пластах з кутом падіння до 15° застосовується система розробки з проведенням штреків слідом за лавою і охорона виробок має здійснюватися двосторонніми бутовими смугами. Стовпові системи розробки можуть застосовуватися при вугіллі, що самозагоряється, при нездимаючих породах підосви, а також при слабкоздимаючих породах за штучного зміцнювання порід, при розробці викидонебезпечних пластів. Комбіновані системи розробки застосовуються при розробці

багатогазоносних пластів, з метою зниження витрат на підтримання виробок, підвищення навантаження на лаву та з інших причин. На газоносних пластах слід застосовувати прямоточну схему провітрювання з підсвіженням витікаючого струменю повітря, що забезпечить повне або часткове відокремлене розбавлення метану за джерелами його надходження у рудникову атмосферу. При виборі системи розробки можна користуватися блок-схемою, що наведена на рис. 1.1.

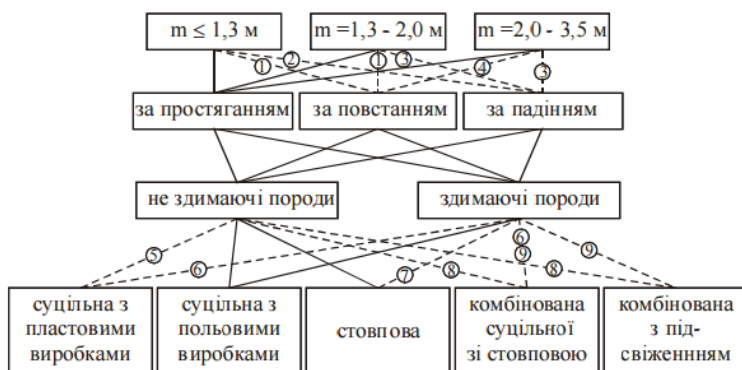


Рисунок 1.1 Блок-схема прийнятних варіантів системи розробки:

———— прийнятне без обмежень;

----- прийнятне з обмеженнями:

1 – при $\alpha \leq 10^\circ$; 2 – при $\alpha \leq 10^\circ$ і сухих $\alpha \leq 10^\circ$, 3 – у вибоях $\alpha \leq 10^\circ$ і слабкій обводненості; 4 – при $\alpha \leq 10^\circ$, за відсутністю віджиму вугілля, та за будь-якою обводненістю; 5 – при $m \leq 1,3$ м; вугілля несамозаймисте; 6 – з охороною виробок двосторонніми бутовими смугами; $m = 0,7 - 1,3$ м, вугілля несамозаймисте; 7 – при слабкоздимаючих породах або невеликій товщині здимаючого шару; при штучному укріпленні порід або їх розвантаженні; 8 – при пластових виробках, $m \leq 1,3$ м; при спеціальних способах охорони $m \leq 2,0 - 2,5$ м; вугілля несамозаймисте; при польових виробках – без обмежень; 9 – при польових виробках.

При розробці дуже тонких пластів, а також тонких у складних гірничо-геологічних умовах слід передбачати системи розробки з безлюдним вийманням

При розробці крутих пластів потужністю 0,7–2,5 м, особливо якщо вони є викидонебезпечні, рекомендується застосовувати виймання щитовими агрегатами смугами за падінням.

Слід пам'ятати і враховувати, що системи розробки мають багато різновидів. У цьому розділі належить також висвітлити питання:

- розташування дільничних виробок (польове, пластове). Необхідно прийняти тип кріплення підготовчих виробок. Якщо в покрівлі виробки залягають тривкі породи (пісковики, вапняки), то доцільно застосовувати трапецієвидне кріплення і виробку проводити з нижнім підриванням. У інших випадках доцільно застосовувати аркове триланцюгове (п'ятиланцюгове) кріплення. Відомості про кріплення, що нині випускаються на ведені в довідниках;

- порядку ведення підготовчих і очисних робіт;
- підготовки стовпів до виймання (індивідуальними штреками, з проведенням штреків у присік до виробленого простору, з повторним використанням штреків, спарованими, здвоєними штреками, комбіноване). Проведення виробок у масиві вугілля або у присік до виробленого простору слід застосовувати здебільш на великих глибинах, при потужності пластів більшій ніж 1,5 м, при важкообвалюваній покрівлі і підшві, складеній з пластичних глинястих порід. Повторне використання виробок – при легко- і середньообвалюваній покрівлі та малоздимаючих підшвах на невеликій глибині (до 400 м); – охорони виїмкових виробок;

- яка зі схем провітрювання буде застосована (з горизонтальним, висхідним або низхідним рухом);

- розробки викидонебезпечного пласта (якщо такий вказаний в завданні).

1.6.2 Технологія ведення очисних робіт

На основі аналізу вихідних даних і попередньо прийнятих рішень з системи розробки обґрунтувати і розробити технологічну схему ведення очисних робіт, розрахувати її основні параметри. При цьому послідовно вирішити наступні задачі:

1. Обґрунтування способу управління покрівлею, необхідності прийняття додаткових заходів зі збільшення тривкості бокових порід або їх розукріплення, вибір типу привибійного кріплення.

2. Обґрунтування способу відбивання вугілля у вибої, основних параметрів і схеми роботи виїмкових машин.

3. Вибір типу і типорозміру механічного кріплення (механізованого комплексу) або, для лав з індивідуальним кріпленням, – розрахунок параметрів паспорту кріплення і управління покрівлею.

4. Проектування технології робіт на кінцевих ділянках лави.

5. Розрахунок навантаження на очисний вибій

Нижче наведені рекомендації з виконання перерахованих пунктів.

Спосіб управління покрівлею, заходи зі збільшення тривкості бокових порід, обґрунтування типу привибійного кріплення

На підставі раніше встановленої категорії порід покрівлі за обвалюваністю належить прийняти або відхилити можливість застосування способу управління покрівлею повним обваленням, що є єдиним, при якому цілком доцільно використовувати механізоване кріплення. При важкообвалюваних породах покрівлі розглянути можливість застосування механізованого кріплення з великим опором посадочного ряду стояків (більше ніж $0,8 \text{ МН/м}^2$) або проведення заходів, спрямованих на розукріплення порід покрівлі (передове торпедування, нагнітання води в породи та ін.). Якщо прийнято рішення про проведення таких заходів – слід вказати їхній вид, навести стислу характеристику і

зобразити схему робіт з розукріплення порід покрівлі. Якщо розукріплення важкообвалюваних порід покрівлі не застосовується, а також при класі порід покрівлі за обвалюваністю А4' – слід приймати інший спосіб управління покрівлею (з тих що рекомендуються), а кріплення привибійного простору призводити із застосуванням індивідуального кріплення.

Необхідно провести аналіз тривкості порід нижнього шару покрівлі та порід верхнього шару підошви і за необхідністю запроєктувати заходи з підвищення їхньої тривкості (зобразити на схемі й навести опис робіт, що виконуються). На підставі проведеного аналізу і прийнятих рішень зробити остаточний висновок про обраний спосіб управління покрівлею і тип кріплення в лаві (механізоване або індивідуальне).

Спосіб відбивання вугілля у вибої і основні параметри роботи виїмкових машин:

Стругове виймання вугілля застосовується:

- при видобуванні м'якого і тріщинуватого вугілля або крихких антрацитів;
- за наявності в лаві зони віджиму вугілля;
- при категорії тривкості покрівлі Б₄ Б₅ ;
- при витриманій гіпсометрії пласта в межах виїмкової ділянки;
- за відсутності міцної спайки вугілля з покрівлею і підошвою;
- за відсутності в пласті міцних включень;
- за відсутності геологічних порушень у виїмковому полі;
- на викидонебезпечних пластах;
- за необхідністю отримання вугілля великих фракцій.

Оскільки у вихідних даних до курсового проектування не наведено відомостей з багатьох із перерахованих факторів, то в проєктах приймати виймання вугілля стругом при збігу трьох умов: категорії тривкості покрівлі Б₄–Б₅, пласт викидонебезпечний і опірність вугілля різанню менше ніж 220 кН/м і, звичайно, в умовах можливості застосування струга за потужністю пласта і кутом падіння. На підставі аналізу вихідних

даних і технічних характеристик комбайнів, стругових і скреперостругових установок (див. додаток Б), встановити тип виїмкової машини, яку передбачається застосовувати в лаві. За необхідністю, при виборі комбайна, слід також встановити типи механізованих комплексів, в яких ці комбайни використовуються.

Якщо в якості виїмкової машини у вибої прийнято очисний комбайн – розрахувати його швидкість подачі при вийманні вугілля за наступною методикою.

Опірність вугілля різанню у привибійній частині пласта (кН/см)

$$A_{pф} = A_p \cdot K_{від} \quad (8)$$

де A_p – опірність вугілля різанню у невіджатому масиві, кН/см; $K_{від}$ – коефіцієнт віджиму вугілля, визначається за формулою:

$$K_{від} = 0,48 + \frac{r - 0,1m}{r + m} \quad (9)$$

де r – ширина захоплення комбайна, м; m – виймальна потужність пласта, м.

Визначається можлива швидкість подачі комбайна за потужністю його привода $V_{ппр}$ (м/хв) – з використанням даних табл. 1.1 встановлюється двічі (зазначається як $V'_{ппр}$ та $V''_{ппр}$), – при значеннях опірності вугілля різанню, найближчих до $A_{pф}$ – $A'p = A_p < A_{pф}$ та $A''p = A_p > A_{pф}$ (див. табл. 1.1, колонки 5–8)

$$V'_{ппр}(V''_{ппр}) = V_{ппр1} - \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} (V_{ппр1} - V_{ппр2}) \quad (10)$$

де m_1 і m_2 – відповідно мінімальне і максимальне значення виймальної потужності пласта для даного типу комбайна, м (див. табл. 1.1, колонка 3); $V_{ппр1}$ $V_{ппр2}$ – значення швидкості подачі комбайна, що відповідають m_1 і m_2 (див. табл. 1.1, колонки 5–8), м/хв.

Остаточно, при фактичній опірності вугілля різанню $A_{pф}$, можлива швидкість подачі комбайна за потужністю привода визначається як

$$V_{nnp} = \left[V'_{nnp} - \frac{A_{p\phi} - A'_p}{A''_p - A'_p} (V'_{nnp} - V''_{nnp}) \right] k_{нк} \quad (11)$$

де $k_{нк}$ – коефіцієнт збільшення швидкості подачі комбайна при вийманні крихкого і дуже крихкого вугілля, що приймає значення

$$k_{нк} = \begin{cases} 1,0 - \text{для в'язкого вугілля} \\ 1,15 - \text{для крихкого вугілля} \\ 1,30 - \text{для дуже крихкого вугілля} \end{cases}.$$

У курсових проєктах (за відсутності відомостей про вугілля, що видобувається) вважати вугілля з опірністю різанню 3 кН/см і більше в'язким, а з опірністю меншою ніж 3 кН/см – крихким.

Визначається складова сили різання у напрямку подачі комбайна F_n (кН)

$$F_n = F'_n - \frac{A_{p\phi} - A'_p}{A''_p - A'_p} (F'_n - F''_n) \quad (12)$$

де F'_n та F''_n – складові сили різання у напрямку подачі комбайна (кН), відповідні меншому $A'_p = A_p < A_{рф}$ і більшому $A''_p = A_p > A_{рф}$ табличним значенням опірності вугілля різанню (див. табл. 1.1, колонки 9–12).

Можлива швидкість подачі комбайна з припустимого тягового зусилля його механізму подачі $V_{тяг}$ (м/хв)

$$V_{тяг} = \frac{V_{nnp}}{0,1F_n} [0,1F_m + 1,4G(0,2 + 0,016\alpha)] \quad (13)$$

де F_t – тягове зусилля подавальної частини комбайна, кН (див. табл. 1.1, колонка 14). Якщо наведені два значення F_t , то приймати більше з них; G – маса комбайна, т (див. табл. 1.1, колонка 4); α – кут падіння пласта (град) – коли лава, розташована за падінням пласта; коли лава розташована за простяганням приймати $\alpha = 0$.

Таблиця 1.1

Технічні характеристики комбайнів

Тип комбайна	Ширина захоплення, м	Віймана потужність пласта, м	Маса комбайна G , т	Можлива швидкість подачі комбайна за потужністю привода $v_{\text{прп}}$ (м/хв) при опірності вугілля різанню A_p (кН/см)				Складова сили різання у напрямку подачі F_n (кН) при опірності вугілля різанню A_p (кН/см)				Технічно припустима швидкість подачі $v_{\text{тпоп}}$ (м/хв)	Тягове зусилля F_t , кН
				1	2	3	4	1	2	3	4		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
1К101У	0,80	0,80–1,20	10,4	4,5–3,9	2,7–1,8	1,5–1,0	–	31	35	37	–	4,5	120
1К101УД	0,80	0,95–1,30	9,7	10,0–8,0	8,0–4,5	5,0–3,0	4,0–2,5	33	46	54	62	6,0	140
К103М	0,80	0,60–1,20	11,9	5,0–4,5	3,6–2,8	3,0–2,6	2,6–2,0	31	35	37	39	5,0	200
1ГШ68	0,63	1,10–2,50	16,0	6,0	6,0–5,4	6,0–2,8	4,6–2,0	52	74	91	106	6,0	120
												4,4	160
2ГШ68	0,63	1,10–2,50	17,0	10,0	10,0–8,2	9,0–5,4	7,5–3,1	52	76	108	136	10,0	150
												6,0	250
ГШ200Б	0,80	0,95–1,50	14,7	6,0	6,0–5,4	5,0–3,2	4,5–2,0	36	62	71	85	5,0	160
	0,63												180
ГШ200В	0,80	0,95–1,50	12,2	6,0	6,0–5,4	6,0–4,2	5,0–3,1	40	67	79	97	5,0	200
ГШ500	0,63	1,30–2,70	19,0	10,0	9,0–8,0	8,0–5,6	7,5–3,0	52	76	108	136	10,0–6,0	250
РКУ10	0,63	1,10–1,93	19,1	10,0	10,0–8,5	9,0–5,5	7,0–3,2	44	62	85	103	10,0–6,5	180
РКУ13	0,63	1,35–2,60	24,8	10,0	10,0–7,5	9,0–5,5	8,0–3,0	66	92	105	116	10,0–8,5	300
КА90	0,80	0,60–1,20	10,8	5,0–4,5	5,0–4,0	3,8–2,4	2,3–1,3	31	35	37	39	5,0	200
КШ1КГУ	0,63	1,60–3,20	24,0	6,0–4,1	3,1–1,4	1,8–0,8	1,1–0,4	62	69	79	85	4,4	160
КШЗМ	0,50	1,60–3,20	24,0	5,5	3,6	2,0	1,4	64	83	94	103	5,5	140
	0,63											4,4	180
2КШЗ	0,50	1,60–3,20	30,0	8,3	4,9	2,9	2,0	66	92	105	116	10,0	150
	0,63											5,0	300
2К52М	0,63	1,00–1,70	10,5	5,5	5,3–3,4	4,0–2,2	3,2–1,9	44	52	56	61	5,5	140
												4,4	180

Отримана швидкість подачі комбайна $V_{\text{тяг}}$ порівнюється з технічно можливою швидкістю подачі $V_{\text{пдоп}}$ (див. табл. 1.1, колонка 13) з відповідним тяговим зусиллям. Якщо $V_{\text{пдоп}} < V_{\text{тяг}}$, то слід повторити розрахунок за формулою (13) з меншим тяговим зусиллям $F_{\text{т}}$.

Остаточню приймається більше значення $V_{\text{тяг}}$ (але таке, що не перевищує відповідне табличне значення технічно можливої швидкості подачі комбайна $V_{\text{пдоп}}$). Якщо $V_{\text{тяг}}$ в обох випадках перевищує технічно припустиму швидкість подачі комбайна, то приймати $V_{\text{тяг}}$ як рівну максимальному значенню $V_{\text{пдоп}}$.

Можлива швидкість подачі комбайна, що обумовлена швидкістю кріплення комплексно-механізованої лави (м/хв)

$$V_{\text{кр}} = V_{\text{крт}} k_{\text{сх}} k_{\text{уп}} k_{\text{ст}} \quad (14)$$

де $V_{\text{крт}}$ – швидкість кріплення при послідовній схемі пересування кріплення і тривких бокових породах, м/хв, визначається за даними табл. 1.2;

$k_{\text{сх}}$ – коефіцієнт, що враховує схему пересування кріплення: при послідовному пересуванні $k_{\text{сх}}=1,0$; при застосуванні схем пересування через 1-2 секції $k_{\text{сх}}=1,5-1,8$;

$k_{\text{уп}}$ – коефіцієнт зниження швидкості кріплення зі збільшенням кута падіння пласта α :

при роботі комплексів за простяганням та

- $\alpha < 9^\circ$ $k_{\text{уп}} = 1,0$;
- $9^\circ < \alpha < 35^\circ$ $k_{\text{уп}} = 1,0 - 0,013(\alpha - 9)$;

при роботі за падінням пласта та

- $\alpha < 6^\circ$ $k_{\text{уп}} = 1,0$;
- $6^\circ < \alpha < 15^\circ$ $k_{\text{уп}} = 1,0 - 0,0066\alpha - 0,00087\alpha^2$;

$k_{\text{ст}}$ – коефіцієнт, що враховує тривкість і обводненість порід покрівлі і підосви, – для порід тривких і середньої тривкості приймається $k_{\text{ст}}=1,0$; для слабких порід $k_{\text{ст}}=0,7-0,8$; для слабких і обводнених порід $k_{\text{ст}}=0,5-0,7$.

Можлива швидкість подачі комбайна, що обмежена швидкістю пересування машиніста при вийманні вугілля в лаві $V_{\text{п.маш}}$

при $0,8 \leq m < 1,1$ м

$V_{\text{п.маш}} = 1,7-2,3$ м/хв;

при $1,1 \leq m < 1,3$ м

$V_{\text{п.маш}} = 2,3-4,5$ м/хв.

При потужності пласта понад 1,3 м і при дистанційному управлінні комбайном швидкість подачі комбайна не обмежується швидкістю пересування машиніста.

Остаточна швидкість подачі комбайна V_n приймається з умови

$$V_n = \min(V_{ппр}, V_{тяги}, V_{кр}, V_{маш}) \quad (15)$$

Таблиця 1.2 – Швидкість встановлення кріплення в лаві

Тип кріплення	Швидкість встановлення кріплення, м/хв		
	при послідовній схемі пересування механізованого кріплення і тривких породах	при індивідуальному кріпленні і $\alpha < 20^\circ$ породи покрівлі тривкої і середньої тривкості	породи покрівлі нетривкої
1М103, КД90, МК98	2,40	—	—
М88, 2М87, М87, М137, М138	2,55	—	—
МТ	2,45	—	—
К75Б, 1К85Б, 1КБ	2,15	—	—
ОКП	2,00	—	—
ГСУ2 (1 стоек під верхняк при $m = 1,0-2,0$ м)	—	1,52	1,35
ГСУ6 (1 стоек під верхняк при $m = 1,0-2,0$ м)	—	1,35	1,20
ГВТ (1 стоек під верхняк при $m < 1,20$ м)	—	0,87	0,74
ГВТ (1 стоек під верхняк при $m = 1,21-1,80$ м)	—	0,80	0,68
ГВТ (2 стояки під верхняк при $m < 1,20$ м)	—	0,50	0,42
ГВТ (2 стояки під верхняк при $m = 1,21-1,80$ м)	—	0,45	0,39
ГВС (1 стоек під верхняк при $m > 1,80$ м)	—	0,62	0,52
ГВС (2 стояки під верхняк при $m > 1,80$ м)	—	0,34	0,29

Якщо як засіб виймання прийнятий струг – розрахувати швидкість його руху, товщину стружки і швидкість руху ланцюга скребкового конвеєра за наступною методикою (при човниковій роботі струга).

Максимальна товщина стружки h_c (м), що обмежена опірністю вугілля різанню (при всіх значеннях висоти струга H_c)

$$h = \frac{1}{100} (a_1 - a_2 A_p - a_3 H_c) \quad (16)$$

де a_1, a_2, a_3 – коефіцієнти, значення яких наведені в табл. 1.3;

A_p – опірність вугілля різанню у невіджатому масиві, кН/см; H_c – висота струга, м (див. табл. 1.4).

Таблиця 1.3 – Значення коефіцієнтів a_1 , a_2 і a_3 для стругових установок

Стругова установка	Значення коефіцієнтів		
	a_1	a_2	a_3
УСТ2А, УСТ2М	11,2	3,3	6,80
УСВ	14,4	2,4	8,10
СО75	13,0	2,1	6,93
СН75	13,3	2,3	5,62

Таблиця 1.4 – Технічні характеристики стругових установок

Тип установки	Виймана потужність, т	Висота струга H_c , м	Площа завантажувального перерізу конвеєра S_k , м ²	швидкості руху (м/с) струга v_c , і скребкового ланцюга конвеєра v_k при режимах роботи					
				$v_c < v_k$		$2v_k < v_c \leq 3v_k$ ($v_c \approx 3v_k$)		$v_k < v_c \leq 2v_k$	
				v_c	v_k	v_c	v_k	v_c	v_k
УСТ2А	0,55–1,00	0,365	0,070	0,48	0,88	–	–	–	–
		0,465	0,100						
УСТ2М	0,55–1,00	0,330	0,060	0,62	1,08	1,48	0,54	1,48	1,08
		0,410	0,085						
		0,490	0,100						
УСВ	0,80–1,95	0,665	0,150	0,92	1,00	1,51	0,53	1,51	1,00
		0,835	0,210						
СО75	0,60–0,85	1,005	0,250	0,77	1,22	1,52	0,62	1,52	1,22
		0,410	0,100						
СО75	0,85–1,50	0,490	0,115	0,77	1,22	1,52	0,62	1,52	1,22
		0,570	0,195						
СН75	0,65–0,85	0,410	0,110	0,77	1,22	1,52	0,62	1,52	1,22
		0,490	0,150						
СН75	0,85–1,50	0,570	0,115	0,77	1,22	1,52	0,62	1,52	1,22
		0,615	0,120						
		0,570	0,160						
СН75	0,85–1,50	0,615	0,180	0,77	1,22	1,52	0,62	1,52	1,22
		0,660	0,210						

Значення H_c і h_c , що отримані за формулою (16), заносяться в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Значення максимальної товщини стружки, що обмежена опірністю вугілля різанню і прийнятною спроможністю конвеєра

Висота струга H_c , м	Товщина стружки h_c (м), що обмежена опірністю вугілля різанню	Товщина стружки h_k (м), що обмежена прийнятною спроможністю конвеєра, при роботі установки у режимах		
		$v_c < v_k$	$2v_k < v_c \leq 3v_k$ ($v_c \approx 3v_k$)	$v_k < v_c \leq 2v_k$

Максимальна товщина стружки, що обмежена прийнятною спроможністю конвеєра h_k (м):

- при роботі стругової установки у режимі $V_c < V_k$

$$h_k = 0,5(h_{kb} + h_{kp}) \quad (17)$$

де h_{kb} – товщина стружки (м) за прийнятною спроможністю конвеєра при зустрічному ході струга (назустріч руху скребкового ланцюга конвеєра)

$$h = \frac{S_k(V_k + V_c)}{m\psi V_c} \quad (18)$$

де S_k – площа завантажувального перерізу конвеєра (м);

ψ – коефіцієнт розпушування вугілля

$$\psi = \frac{\gamma}{\gamma'} \quad (19)$$

де γ – щільність вугілля в масиві, т/м³; γ' – щільність вугілля у розпушеному стані, т/м, $\gamma' \approx 0,75 \gamma$;

h_{kp} – товщина стружки за прийнятною спроможністю конвеєра при попутному русі струга (у напрямку руху скребкового ланцюга конвеєра)

$$h = \frac{S_k(V_k - V_c)}{m\psi V_c} \quad (20)$$

Величини h_{kp} , h_{kb} и h_k визначаються для всіх значень висоти струга H_c . Значення h_k , що отримані за формулою (17), заносяться в табл. 1.5.

- при роботі стругової установки у режимі $2V_k < V_c < 3V_k$ ($V_c \approx 3V_k$), розрахунок для всіх значень висоти струга:

$$h_k = \frac{S_k(V_c^2 - V_k^2)}{m\psi V_c(3V_c - V_c)} \quad (21)$$

Величини h_k , що отримані за формулою (21), заносяться в табл. 1.5.

- при роботі стругової установки у режимі $V_k < V_c < 2V_k$ (з паузою для часткового розвантаження конвеєра), розрахунок для всіх значень висоти струга.

Для розрахунку використовується формула (17). Величина h_{kb} , що входить у цей вираз визначається за формулою (18), а h_{kp} – за формулою

$$h_{\kappa} = \frac{S_k(V_c - V_{\kappa})}{m\psi V_c} \quad (21)$$

Отримані величини h_{κ} заносяться в табл. 1.5.

Максимальна теоретична продуктивність стругової установки (т/хв), що обмежена опірністю вугілля різанню q_c , і прийнятною спроможністю конвеєра q_{κ} :

- при роботі у режимах $V_c < V_{\kappa}$ і $2V_{\kappa} < V_c < 3V_{\kappa}$ ($V_c \approx 3V_{\kappa}$), розрахунок для всіх значень висоти струга

$$q_c = 60m\eta_c V_c \quad (22)$$

$$q_{\kappa} = 60m\eta_{\kappa} V_{\kappa} \quad (23)$$

Отримані значення заносяться в табл. 1.6.

- при роботі стругової установки у режимі $V_{\kappa} < V_c < 2V_{\kappa}$ (з паузою перед реверсом для розвантаження конвеєра), розрахунок для всіх значень висоти струга

$$q_c = 60m\eta_c V_c^{cp} \quad (24)$$

$$q_{\kappa} = 60m\eta_{\kappa} V_{\kappa}^{cp} \quad (25)$$

де V_c^{cp} – середня швидкість руху струга (м/с) з урахуванням паузи перед реверсом, слід приймати

$$V_c^{cp} = V_{\kappa} \quad (26)$$

Значення, що отримані за формулами (25) і (26) для відповідного режиму роботи, заносяться в табл. 1.6.

Таблиця 1.6 – Теоретична продуктивність стругової установки при різних режимах роботи струга

Висота струга ¹ , м	Значення теоретичної продуктивності стругової установки, т/хв	
	за опірністю вугілля різанню q_c	за прийнятною спроможністю конвеєра q_{κ}
1	2	3
Режим роботи $v_c < v_{\kappa}$		
H_{c1}		
H_{c2}		
H_{c3}		
Режим роботи $2v_{\kappa} < v_c \leq 3v_{\kappa}$ ($v_c \approx 3v_{\kappa}$)		
H_{c1}		
H_{c2}		
H_{c3}		
Режим роботи $v_{\kappa} < v_c < 2v_{\kappa}$		
H_{c1}		
H_{c2}		
H_{c3}		

¹У колонці 1 під позначенням H_{c1} , H_{c2} , H_{c3} мається відповідно перша, друга і, якщо є, то й третя за значенням величини висоти струга. Замість цих позначень в таблицю слід записати фактичні значення висоти струга

Визначення раціональних технічних і технологічних параметрів стругової установки:

- на підставі даних табл. 1.6 встановлюється найбільше зі значень q_c , при якому виконується умова $q_c < q_k$. Це значення приймається як теоретична продуктивність стругової установки q , тобто:

$$q = q_c^{\max} \leq q_k \quad (27)$$

- на підставі даних табл. 1.6 встановлюється режим роботи стругової установки і висота струга H_c ;

- для встановленого режиму роботи стругової установки визначається швидкість руху струга V_c і скребкового ланцюга конвеєра V_k ;

- за даними табл. 1.5 для встановленої висоти струга H_c , знаходиться відповідна їй товщина стружки h_c (що обмежена опірністю вугілля різанню);

- якщо раціональним режимом роботи стругової установки є режим $V_k < V_c < 2V_k$, то необхідно визначити тривалість паузи t_n (с) для часткового розвантаження конвеєра перед реверсом струга:

$$t_n = \frac{l_d (V_c - V_k)}{V_c V_k} \quad (28)$$

де l_d – довжина лави, м.

Розрахунок обсягу добового видобутку вугілля в лаві

Розрахунок максимально можливого видобутку вугілля в лаві за добу A_d (т/доб) здійснюється для пласта, що вказаний в завданні, за двома факторами: за газовим і за продуктивністю виїмкового механізму.

Розрахунковий добовий видобуток в лаві не може бути меншим за величину нормативного добового навантаження для заданих гірничотехнічних умов.

Нормативне добове навантаження на очисний вибій:

$$A_n = (A_0 + a \Delta l)_{03} \cdot \frac{n_{3M} T_{3M}}{1080} \cdot \frac{\gamma}{1.3} k_e k_n k_e \quad (29)$$

де A_0 – норматив навантаження на очисний вибій, т/доб (див. додаток Г); якщо потужність пласта відмінна від вказаного в додатку значення, то A_0 обчислюється за формулою:

$$A_0 = A_1 + \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} (A_2 - A_1) \quad (30)$$

де m_1, m_2 – відповідно найближче менше і більше табличні (в додатку Г) значення виймальної потужності пласта, м; A_1, A_2 – табличні значення нормативних навантажень, т/доб; a – поправка до нормативу навантаження при зміні довжини очисного вибою на 1 м; $\Delta l_{оз}$ – різниця довжин очисного вибою (прийнятої і нормативної), м; $n_{зм}$ – кількість змін з видобування вугілля на добу; $T_{зм}$ – тривалість зміни, хв; γ – щільність гірничої маси в масиві без урахування порід, що присікаються, т/м³; k_r – коефіцієнт, що враховує гірничо-геологічні умови, $k_r = 0,85-0,95$; k_n – поправочний коефіцієнт, що уводиться при використанні двох комбайнів. В залежності від потужності пласта коефіцієнт k_n приймає значення:

$m = 0,8-1,2$ м	$k_n = 1,3$
$m = 1,21-1,6$ м	$k_n = 1,2$
$m = 1,61-3,2$ м	$k_n = 1,1$

k_e – поправочний коефіцієнт, що залежить від терміну експлуатації комплексу: при експлуатації від 1 до 2 років $k_e = 0,9$; більше двох років – $k_e = 0,85$.

Навантаження на очисний вибій (т/доб) за продуктивністю комбайна:

$$A_{л}^м = \frac{(T_{зм} - t_{пз}) n_{зм} l_{л} r m \gamma c}{T_{ц}} \quad (31)$$

де $t_{пз}$ – тривалість підготовчо-завершальних операцій (20–30 хв); $l_{л}$ – довжина лави, м, приймати як рівну довжині комплексу в постачанні, або за потужності пласта до 0,9 м у межах 150–170 м, і 170–220 м за потужності пласта більше 0,9 м; r – ширина захоплення комбайна, м; c – коефіцієнт видобування вугілля в очисному вибої ($c = 0,98$); $T_{ц}$ – тривалість циклу виймання вугілля, хв

$$T_u = t_{\text{в}} + y t_3 + t_k \quad (32)$$

де $t_{\text{в}}$ – тривалість виймання вугілля комбайном протягом циклу, хв

$$t_{\text{в}} = \left(l_{\text{л}} - \sum l_n \right) \left(\frac{1}{V_n K_{\text{с}}} + \Delta t_{\text{го}} \right) K_o \quad (33)$$

де $\sum l_n$ – сумарна довжина ніш, м. Для забезпечення безнішової технології виймання вугілля достатньо, щоб прилеглі до лави підготовчі виробки мали площу поперечного перерізу в світлі не менше 12 м^2 – для виробок, закріплених арочним кріпленням і 10 м^2 – для виробок, що закріплені кріпленням з прямолінійним верхняком. Якщо безнішова технологія не передбачається, то довжина частини лави, що не обробляється комбайном, тобто мінімальна довжина ніші l_n , стосовно до схеми, що зображена на рис. 1.2, обчислюється як

$$l_n = c + b_k + l_{np} - b_{\text{ш}} - l_{\text{го}} \quad (34)$$

де c – мінімальна величина зазору між конвеєром і кріпленням виробки, м; b_k – ширина ставу конвеєра, м; l_{np} – довжина привода вибійного конвеєра, м (див. табл. Б2); $b_{\text{ш}}$ – ширина виробки у місці сполучення з лавою, м; $l_{\text{го}}$ – довжина вильоту виконавчого органу комбайна від його опорних лиж, м. У комбайнів 1К101, 1К101У, 1К101УД $l_{\text{го}}=1250$ мм, у комбайна 2К52 $l_{\text{го}}=1320$ мм, у комбайнів 1ГШ68, 2ГШ68Б, ГШ200Б, ГШ500 та РКУ $l_{\text{го}}=650$ мм.

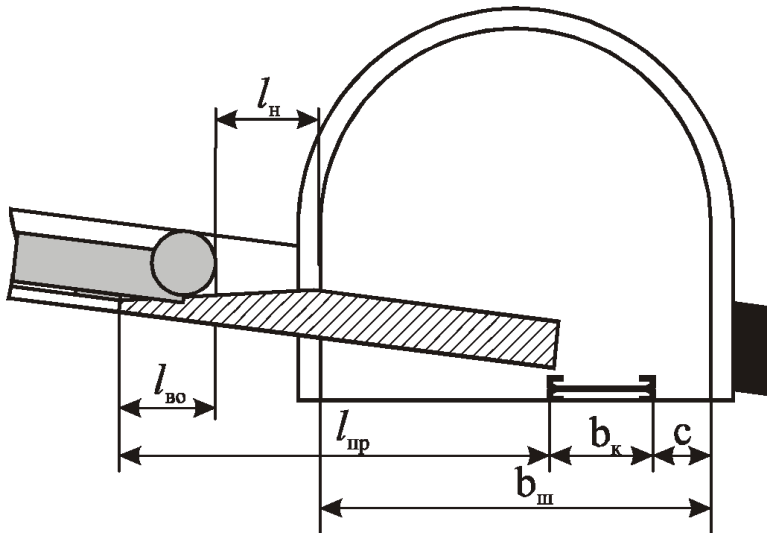


Рисунок 1.2 – Схема до визначення довжини ніші при вийманні вугілля комбайнами

Формула (34) може використовуватися для визначення довжини ніші на сполученні лави з транспортною виробкою. Якщо виймання здійснюється комбайном з двостороннім розташуванням виконавчих органів, то в розрахунку довжини ніші на сполученні лави з вентиляційною виробкою складова b_k буде відсутня. При односторонньому розташуванні виконавчих органів комбайна замість розміру $l_{во}$ слід підставляти довжину комбайна.

V_n – швидкість подачі комбайна при вийманні вугілля, м/хв;
 $K_r=0,75-0,85$ – коефіцієнт готовності виїмкового обладнання;
 $\Delta t_{го}=0,1-0,2$ – відносні витрати часу на допоміжні операції (усунення перешкод на шляху комбайна, заміна різаків, підтягування кабелю і шлангу зрошення та ін.), що віднесені до 1 м довжини лави, хв/м; $K_o=1,10-1,15$ – коефіцієнт, що враховує відпочинок робітників і непередбачені простой (з позалавних причин); y – змінна, що приймає значення 1 при односторонній схемі роботи комбайна і значення 0 при човниковій схемі роботи

комбайна; t_3 – тривалість зачищення вугілля комбайном протягом циклу, хв

$$t = \frac{(l - \sum l_n) K_o}{V_{пз} K_2} \quad (35)$$

де $V_{пз}$ – швидкість подачі комбайна при зачищенні вугілля, м/хв. Приймати $V_{пз} \approx 0,8V_{доп}$, де $V_{доп}$ – максимальна технічно припустима (маневрова) швидкість подачі комбайна; t_k – тривалість кінцевих операцій (хв) розраховується на підставі регресивних залежностей, встановлених ДонВУГІ (див. табл. 1.8).

Таблиця 1.8

Тривалість кінцевих операцій t_k

Регресивні залежності для визначення тривалості кінцевих операцій	Місце виконання кінцевих операцій
за відсутності ніші	
$t_{k1} = 57,5 + 10,2 \ln h - 28,8 \ln m + 10,2 \ln \epsilon_d$	На сполученні лави з пройденою (що проводиться) в масиві вугілля виробкою
$t_{k2} = 54,8 + 15,7 \ln h - 9 \ln m + 10,3 \ln \epsilon_{дпв}$	На сполученні лави з виробкою, що використовується вдруге
за наявності ніші	
$t_{k1} = 55,5 + 13 \ln h - 1,7 \ln m - 12,8 \ln \epsilon_{н1}$	На сполученні лави з пройденою (що проводиться) в масиві вугілля виробкою
$t_{k2} = 60,9 + 1,7 \ln h + 24,2 \ln m + 4,9 \ln \epsilon_{н2}$	На сполученні лави з виробкою, що використовується вдруге

У табл. 1.8 прийняті наступні позначення:

h – потужність порід безпосередньої покрівлі, м; l_o – довжина дільниці лави (на сполученні з пройденою в масиві вугілля виробкою), на якій породи покрівлі схильні до процесів розшарування і зміщення, і котрі зумовлені наявністю цієї виробки, м; $l_{оnv}$ – довжина дільниці лави (на сполученні з виробкою, що повторно використовується), на якій породи покрівлі схильні до процесів розшарування і зміщення, і котрі зумовлені наявністю цієї виробки, $l_{оnv} = (1,3 - 1,5) l_o$, м. Величина l_y визначається за формулою:

$$l_y = 0,11(12,5 + 1,6h + 0,05H) \quad (36)$$

де Н – глибина закладання виробки, м.

Якщо кінцеві операції виконуються на обох кінцях лави (при човниковій схемі роботи комбайна), то, при визначенні t_k , розраховуються осереднені витрати часу на виконання кінцевих операцій

$$t_k = 0,5(t_{k1} + t_{k2}) \text{ або } t_k = 0,5(t'_{k1} + t'_{k2}) \quad (37)$$

Навантаження на вибій за продуктивністю стругової установки, т/доб:

$$A_{3M} = T_{3M} n_{3M} q k_M \quad (38)$$

де T_{3M} – тривалість зміни, хв; n_{3M} – кількість змін з видобування вугілля за добу; q – теоретична продуктивність стругової установки, т/хв; k_M – змінний коефіцієнт машинного часу, $k_M = 0,40-0,45$.

Розрахунок навантаження на вибій за газовим чинником.

Якщо проектування ведеться в умовах діючої шахти, то розрахунок максимально припустимого навантаження на вибій за газовим чинником слід робити з урахуванням фактичної багатометановості згідно з "Руководством по проектированию вентиляции угольных шахт".

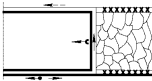
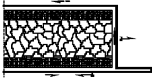
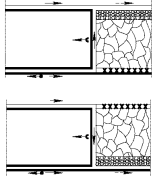
Максимально припустиме навантаження на вибій за газовим чинником

$$A_n^z = \left(\frac{q_p A_n}{1440} \right)^{-1,67} \left(\frac{Q_p}{194} \right)^{1,93} A_n \quad (39)$$

де q_p – очікувана середня відносна багатометановість очисної виробки або дільниці, m^3/t ; приймається за даними табл. 1.9 в залежності від схеми провітрювання дільниці; Q_p – максимальні витрати повітря (м/хв) в очисній виробці або дільниці, які можна використати для розведення метану до допустимої концентрації. Розраховуються за формулами, що наведені в табл. 1.9.

Таблиця 1.9

Розрахунок параметрів Q_p і q_p

Деякі схеми провітрювання виїмкової дільниці	Напрямок руху вихідного струменя повітря	Q_p , $\text{м}^3/\text{хв}$	q_p , $\text{м}^3/\text{т}$
	на масив	$60V_{\max} F_{\text{оч}} k_{\text{ут.в}}$	$q_{\text{уч}}$
	на вироблений простір при $q_{\text{уч}}/q_{\text{оч}} > k_{\text{ут.в}}$ при $q_{\text{уч}}/q_{\text{оч}} \leq k_{\text{ут.в}}$	$60V_{\max} F_{\text{оч}} k_{\text{ут.в}}$ $60V_{\max} F_{\text{оч}} k_{0.3}$	$q_{\text{уч}}$ $q_{\text{оч}}$
	на вироблений простір	$60V_{\max} F_{\text{оч}} k_{0.3}$	$q_{\text{оч}}$

Прийняті в таблиці 1.9 позначення:

$q_{\text{уч}}$, $q_{\text{оч}}$ – відповідно відносна багатометановість виїмкової дільниці і лави, $\text{м}^3/\text{т}$. Визначаються за формулами (42) і (43); $k_{\text{ут.в}}$ – коефіцієнт що враховує витікання повітря через вироблений простір у межах виїмкової дільниці, визначається за формулами (44) і (45); V_{\max} – максимально припустима за ПБ середня швидкість руху повітря у приви́бійному просторі, $\text{м}/\text{с}$; $F_{\text{оч}}$ – мінімальна площа (м) поперечного перерізу приви́бійного простору лави в світлі. Для механізованих комплексів визначається інтерполяцією:

$$F_{\text{оч}} = F_{\min} + (m - m'_{\min}) \frac{F_{\max} - F_{\min}}{m'_{\max} - m'_{\min}} \quad (40)$$

де F_{\min} і F_{\max} – відповідно мінімальна і максимальна площа поперечного перерізу лави в світлі, м (приймаються за даними дод. В.1); m'_{\min} і m'_{\max} – відповідно мінімальна і максимальна потужність пласта, що виймається комплексом, м .

Для лав, що обладнані індивідуальним кріпленням

$$F = 0,9mb \quad (41)$$

де b – мінімальна ширина приви́бійного простору згідно з прийнятим паспортом кріплення і управління покрівлею в лаві.
 $k_{0,3}$ – коефіцієнт, що враховує рух частини повітря виробленим простором, що примикає до приви́бійного, приймається за даними табл. 1.10.

Таблиця 1.10

Значення коефіцієнта $k_{0,3}$

Спосіб управління покрівлею	Породи безпосередньої покрівлі	$k_{0,3}$
Повне обвалення	пісковики	1,30
	піщані сланці	1,25
	глинясті сланці	1,20
	сипкі	1,05
Плавне опускання	незалежно від порід	1,15
Часткове закладання	те ж	1,10
Повне закладання	"	1,05
Повне обвалення при роботі щитових агрегатів	"	1,15

Величини $q_{уч}$ і $q_{оч}$ при застосуванні дегазації джерел метановиділення визначаються за формулами:

$$q_{уч} = q_{пл}(1 - k_{д,пл}) + q_{в,п}(1 - k_{д,в,п}) \quad (42)$$

$$q_{оч} = q_{пл}(1 - k_{д,пл}) + k_{в,п}q_{в,п}(1 - k_{д,в,п}) \quad (43)$$

де $q_{пл}$ – відносне метановиділення з пласта, що розроблюється, $м^3/т$; $k_{д,пл}$ – коефіцієнт дегазації пласта, приймається в межах 0,2–0,4; $k_{в,п}$ – коефіцієнт, що враховує метановиділення з виробленого простору в приви́бійний простір лави. Для схем з направленням вихідного струменю повітря з лави на масив приймається рівним 1; для схем з направленням вихідного струменю повітря з лави на вироблений простір і з охороною дільничної вентиляційної виробки кострами, бутокострами, бутовою смугою з вікнами (каналами) або суцільною бутовою смугою завширшки до п'яти метрів $k_{в,п}$ приймається рівним 0, в інших випадках $k_{в,п}=0,5$; $q_{в,п}$ – відносне метановиділення у вироблений простір з суміжних пластів і пропластків, розташованих у вміщуючих породах, $м^3/т$; $k_{дв,п}$ – коефіцієнт дегазації джерел метановиділення з виробленого простору приймається у межах 0,3–0,5;

Коефіцієнт витікань повітря через вироблений простір:

- при відпрацюванні пологих і похилих пластів з управлінням покрівлею повним обваленням або плавним опусканням і при направленні вихідного струменя повітря у напрямку виробленого простору лави

$$k_{\text{ум.в}} = 1 + 0,5m_{\text{в.пр}} \exp(0,24f_{\text{ср}} - 0,35F_{\text{оч}}) \quad (44)$$

- при направленні вихідного струменя повітря у напрямку масиву вугілля

$$k_{\text{ум.в}} = 1 + 0,13m_{\text{в.пр}} \exp(0,35f_{\text{ср}} - 0,25F_{\text{оч}}) \quad (45)$$

де $m_{\text{в.пр}}$ – виймальна потужність пласта з породними прошарками, м; $f_{\text{ср}}$ – середньозважений коефіцієнт міцності порід покрівлі за проф. Протод'яконовим на відстані від пласта, рівній восьмиразовій його потужності.

Для остаточного встановлення величини навантаження на очисний вибій $A_{\text{л}}$ здійснюється перевірка відповідності меншої з отриманих величин значенню нормативного навантаження: $\min(A_{\text{л}}^{\Gamma}, A_{\text{л}}^{\text{М}}) = A_{\text{л}}$. У випадку, коли при розрахунку максимально припустимого навантаження на вибій буде отримане $A_{\text{л}} > A_{\text{н}}$, то ані газовий чинник, ані очисні машини, що застосовуються не обмежують навантаження на лаву; якщо $A_{\text{л}} < A_{\text{н}}$ — обмежують і, отже, не може бути забезпечена окупність витрат на видобування вугілля. Тоді слід вжити заходи щодо зняття цього обмеження, тобто зі збільшення навантаження $A_{\text{л}}$ до рівня $A_{\text{м}}$:

- якщо навантаження на вибій обмежене газовим чинником, — такі, наприклад, як:

- збільшення площі поперечного перерізу привибійного простору за рахунок застосування кріплення, яке менше захащує робочий простір лави;

- проведення ефективної дегазації пласта і виробленого простору;

- застосування систем розробки зі схемами провітрювання з повним або частковим відокремленим розведенням шкідливостей за джерелами виділення;

- збільшення швидкості руху повітря лавою (при дотриманні відповідних вимог ПБ);

- якщо навантаження на вибій обмежене продуктивністю виїмкового механізму, слід передбачити:

- заміну комбайна на більш продуктивний;
- заміну двигуна комбайна на більш потужний.

Всі необхідні заходи мають бути чітко вказані, викладена їхня суть і, за можливістю, наведена спрощена схема, що їх пояснює. Слід прагнути до того, щоб газовий чинник не був тим, що стримує рівень видобутку лави.

Якщо все ж таки добове навантаження на вибій виявиться нижче за нормативне, то слід відмовитись від прийнятого очисного обладнання, або ж обґрунтувати необхідність його застосування вимогами безпеки робіт.

Уточнення довжини лави і параметрів циклу виймання вугілля

Здійснюється коригування раніше визначених параметрів циклу виймання вугілля в лаві за добу на підставі розрахованого навантаження на очисний вибій. Кількість циклів з виймання вугілля за добу

$$\bar{n}_y = \frac{A_L}{l_L m r \gamma c} \quad (46)$$

Результат заокруглюється до цілого числа у меншу сторону. Довжина лави

$$\bar{l}_L = \frac{A_L}{\bar{n}_y m r \gamma c} \quad (47)$$

При струговому вийманні вугілля в формулах (46) і (47) під величиною r слід вважати крок пересування (перевстановлення) кріплення, м.

Тривалість циклу при вийманні вугілля комбайнами і струговими установками

$$\bar{T}_y = \frac{(T_{3M} - t_{пз}) n_{3M}}{\bar{n}_y} \quad (48)$$

Тривалість зачищення вугілля комбайном (якщо воно є) протягом циклу

$$\bar{t}_3 = \frac{(\bar{l}_L - \sum l_n) K_0}{V_{n3} k_\Gamma} \quad (49)$$

Тривалість виймання вугілля комбайном протягом циклу

$$\bar{t}_6 = \bar{T}_u - y \bar{t}_3 - t_\kappa \quad (50)$$

При видобуванні вугілля стругом тривалість циклу з виймання вугілля \bar{T}_u складається з тривалості виймання вугілля стругом \bar{t}_{ec} і тривалості пересування (перевстановлення) кріплення \bar{t}_{kc} . Тривалість виймання вугілля стругом між пересуванням (перевстановленням) кріплення

$$\bar{t}_{ec} = \frac{r}{60 h_c} \left(\frac{\bar{l}_L - \sum l_n}{V_c K'_\Gamma} + t_n \right) K_0 \quad (51)$$

де r – крок пересування (перевстановлення) кріплення, м; h_c , V_c , t_n – параметри виймання вугілля стругом, що визначені вище; $K'_\Gamma = 0,7 \dots 0,8$ – коефіцієнт готовності стругового виймання; $K_0 = 1,10 \dots 1,15$ – коефіцієнт, що враховує відпочинок робітників і непередбачене простоювання стругової установки (з позалавних причин).

Тривалість пересування (переустановлення) кріплення при вийманні вугілля

$$\bar{t}_{kc} = \bar{T}_u - \bar{t}_{ec} \quad (52)$$

З використанням отриманих значень параметрів будується графік організації робіт протягом доби.

1.7. Визначення кількості очисних вибоїв і резерву видобутку шахти

Наведена нижче методика може використовуватися в умовах розробки положистих і похилих пластів. Якщо проектування ведеться в умовах крутих або крутопохилих

пластів, то слід користуватися методиками, що викладені в рекомендованій літературі.

Для визначення кількості лав, що забезпечують виробничу потужність шахти і кількості пластів, що розробляються водночас, проводиться розрахунок необхідної довжини лінії очисних вибоїв (сумарної довжини лав), яка складається з довжин діючих і резервних діючих очисних вибоїв.

Діючі очисні вибої працюють повне число робочих змін на добу. Резервних діючих вибоїв працюють за видобутком вугілля лише одну зміну на добу, вони призначені для компенсації втрат видобутку вугілля при виході з ладу або вимушеного простоювання діючих лав.

Згідно з ПТЕ слід мати один резервний діючий вибій:

- на 5-6 діючих – при розробці пластів у сприятливих гірничо-геологічних умовах;
- на 3-4 діючих – при розробці пластів у складних умовах і гірничо-геологічних умовах що змінюються.

При розробці крутих пластів, небезпечних за раптовими викидами вугілля і газу, резерв очисних вибоїв має складати 15-20% від кількості діючих.

У одному крилі шахтного поля або блоку водночас має розроблятися не більше трьох пластів з пологім (похилим) падінням, а при кутах залягання до 5° – не більше двох пластів. Рекомендується у розрахунках попередньо приймати до одночасної відробки два пласти.

Довжина лінії діючих очисних вибоїв по кожному з прийнятих до одночасної відробки пластів

$$h_o = \frac{A_r k_{oc} k_o}{V_o \sum p_c} \quad (53)$$

де A_r – річна виробнича потужність шахти, т; k_{oc} – коефіцієнт, що враховує видобуток вугілля з очисних вибоїв (частина видобутку може надходити з підготовчих вибоїв). $k_{oc}=1$ якщо підготовчі виробки проводяться вузьким вибоєм, якщо широким вибоєм – $k_{oc} = 0,9$; k_d – регламентований коефіцієнт видобування вугілля з діючих очисних вибоїв у загальношахтному видобутку. При сприятливих гірничо-геологічних умовах і плануванні трьох

видобувних змін $k_d = 0,92 \dots 0,94$; при двох видобувних змінах $k_d = 0,89 \dots 0,91$. При несприятливих гірничо-геологічних умовах і трьох видобувних змінах $k_d = 0,86 \dots 0,92$, при двох видобувних змінах $k_d = 0,8 \dots 0,86$; V_d – річне посування (м) діючої лінії очисних вибоїв по шахті, розраховується за формулою

$$V_d = N r n_{\gamma} k_e \quad (54)$$

де N – кількість запланованих робочих днів на рік за видобуванням вугілля; r – ширина смуги вугілля (м), яка виймається за один цикл. При струговому вийманні вугілля під величиною r слід вважати крок пересування (переустановлення) кріплення; n_{γ} – кількість циклів виймання вугілля за добу; k_e – коефіцієнт, що враховує вплив гірничо-геологічних умов на ритмічність роботи лав ($k_e = 0,85 \dots 0,95$); $\sum p$ – сумарна продуктивність (t/m^2) пластів, що розроблюються водночас, розраховується за формулою

$$\sum p = \sum m \gamma \quad (55)$$

де $\sum m$ – сумарна потужність пластів, що розроблюються водночас, м; γ – середня щільність вугілля, t/m^3 ; c – коефіцієнт видобування вугілля у очисному вибої ($c = 0,95 \dots 0,97$).

Діюча лінія очисних вибоїв по шахті

$$\sum h_d = n_{nl} h_d \quad (56)$$

де n_{nl} – число пластів, що розроблюються водночас.

Загальна кількість діючих вибоїв по шахті

$$\sum n_{ld} = \frac{\sum h_d}{l_d} \quad (57)$$

де l_d – прийнята в проєкті довжина лави, м.

Якщо в результаті розрахунку отримана невелика довжина лінії діючих очисних вибоїв на пласті, а прийнятий спосіб підготовки пласта дозволяє розмістити на кожному з пластів більшу кількість лав, то слід зменшити кількість пластів, що відпрацьовуються водночас з метою підвищення ступеня концентрації гірничих робіт і знову повторити розрахунок.

Згідно з наведеними раніше рекомендаціями визначається кількість резервнودیючих лав по шахті $\sum n_{лр}$.

Лінія резервнودیючих очисних вибоїв по шахті

$$\sum h_p = \sum n_{лр} l_{л} \quad (58)$$

Загальна кількість лав по шахті

$$\sum n_{л.заг} = \sum n_{л\partial} + \sum n_{лр} \quad (59)$$

Отриманий результат використовується при побудові календарного плану відробки пласта, означеного в завданні на курсове проєктування. При цьому на кресленні в межах одного ступеню розроблюваного пласта слід розмістити всі діючі і резервнودیючі очисні вибої.

Довжина загальної лінії очисних вибоїв

$$\sum h_{заг} = \sum n_{л.заг} l_{л} \quad (60)$$

Максимально можливий річний видобуток шахти за умови роботи всіх діючих і резервнودیючих очисних вибоїв на повну кількість робочих змін

$$A_{max} = \sum h_{заг} V_{\partial} p'_{cp} c, \quad (71)$$

де p'_{cp} – середня продуктивність пластів, що розроблюються одночасно. Коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти

$$k_{рез} = \frac{A_{max}}{A_c} \quad (72)$$

де $k_{рез}$ має знаходитись у межах 1,15...1,25.

Середньорічне посування (м) загальної лінії очисних вибоїв

$$V_{заг} = \frac{V_{\partial}}{k_{рез}} \quad (73)$$

використовується при побудові календарного плану відробки пласта, що означений у завданні, причому в перший і другий роки після пуску шахти в експлуатацію посування діючих лав слід приймати рівним відповідно 50% і 75% від $V_{заг}$. Висота поверху або ярусу визначається за формулою

$$H_{нов} = n_{л} l_{л} + \sum n_{ч} + \sum h_{и}, \quad (74)$$

де $n_{л}$ – кількість лав у поверсі або ярусі, що розташовані одна під іншою за лінією падіння; $\sum n_{ч}$ – сумарна ширина ціликів (якщо

вони застосовуються), що залишені для охорони транспортного і вентиляційного штреків, м; $\sum h_{ш}$ – сумарна ширина штреків і просіків у поверхсі або ярусі, м.

Кількість поверхів або ярусів за лінією падіння

$$n_{нов} = \frac{H}{H_{нов}} \quad (75)$$

Отриманий результат закруглюється до цілої величини.

Аналогічно визначається кількість виїмкових смуг у ступені при погоризонтній підготовці шахтного поля.

1.8. Заходи з техніки безпеки і охорони праці у очисному вибої.

У відповідності до вимог Правил безпеки обираються і описуються заходи, що забезпечують безпечне ведення робіт під час виймання вугілля в очисному вибої. Особливу увагу слід приділяти заходам, що пов'язані з дегазацією пласта і виробленого простору, що спрямовані на боротьбу з раптовими викидами вугілля і газу, на запобігання самозаймання вугілля, попередження і локалізацію вибухів вугільного пилу. У розділі мають бути наведені організаційні і технічні заходи і рішення, що спрямовані на реалізацію вимог відповідних параграфів Правил безпеки. Забороняється підміняти описання таких рішень цитуванням, дослівним переписуванням окремих параграфів Правил безпеки.

2. МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ДО ВИКОНАННЯ ГРАФІЧНОЇ ЧАСТИНИ ПРОЄКТА

Графічна частина проєкта виконується на листі формату А1. У графічній частині проєкта мають бути схематично відображені:

- схема розкриття шахтного поля;
- схема підготовки і календарний план відробки пласта;
- система розробки;
- структура пласта;

- графік організації робіт в очисному вибої і прийняті в ньому умовні позначки;
- таблиця техніко-економічних показників проєкта, в якій мають бути вказані: потужність і кут падіння пласта, довжина очисного вибою (загальна і машинна), типи засобів механізації (виймання, доставлення, кріплення, управління покрівлею); спосіб охорони транспортної і вентиляційної виробок, спосіб дегазації; число змін роботи дільниці на добу, у тому числі з видобування; навантаження на вибій.

Додаток А
КЛАСИФІКАЦІЯ БОКОВИХ ПОРІД ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ ДонВУГІ

Таблиця А.1

Класифікація масиву порід покрівлі за обвалюваністю

Категорія за ДонВУГП	Значення геомеханічних критеріїв	Орієнтовний літологічний склад	Технологічні ознаки категорії									
			Спосіб управління покрівлею	Заходи для забезпечення управління покрівлею повним обваленням	Q _n для пластів потужністю, м			Мін опір посадженого ряду кріплення, КН/м	Р _{пк} для пластів потужністю, м			Щільність встановлення стоек в посадочному ряді, ст/м
					До 0,7	0,7-1,2	1,21-2,5		До 0,7	0,7-1,2	1,21-2,5	
A ₁	α=0,04 K<15% Ш ₀ <10 Ш _п -немає	масив з шарів сланців, вугілля, пісковиків і вапняків що чередуються (f _{ср} <4)	повне обвалення	не потрібні	0,20	0,30	0,40	400	0,67-1,0	0,84-1,17	0,93-1,27	1,5
A ₂	α=0,025 15<K<25% Ш ₀ <25 Ш _п <15	масив шарів сланців, пісковиків, вапняків що чередуються (4<m<6)			0,25	0,35	0,45	600	0,50-0,84	0,67-1,00	0,78-1,10	2,0
A ₃	α=0,015 30<K<50% 25<Ш ₀ <50 15<Ш _п <30	достатньо однорідний масив сланців, пісковиків, вапняків або масив з "породами-мостами" (6< f _{ср} <10)	часткове обвалення, часткова закладка	торпедування, гідромікроторпедування покрівлі	0,40	0,60	0,80	800	0,33-0,50	0,50-0,84	0,60-0,93	2,5
A ₄	α=0,015 K>50% Ш ₀ >50 Ш _п >30	однорідний масив монолітних пісковиків, вапняків або сланців (f _{ср} >10)	повне закладання, утримання на ціликах	примусове обвалення	0,40	0,60	0,80	800	0,33-0,50	0,50-0,84	0,60-0,93	2,5
A' ₄	α=0,05 K<15% Ш ₀ >50 Ш _с <15	породи що угинаються: вапняки, сланці, зрідка – пісковики при потужності пластів менш за 1 м і піддуванні підосви (6< f _{ср} ,<12)	плавне опускання	не потрібні	0,20	0,30	0,40	400	0,67-1,0	0,84-1,17	0,93-1,27	1,5

Класифікація нижнього шару покрівлі за тривкістю

Категорія за ДонВУГП	Значення геомеханічних критеріїв	Орієнтовний літологічний склад	Технологічні признаки категорії				
			Типи механізованих кріплень і схеми їх роботи	Тип паспорта кріплення при індивідуальному кріпленні	Відстань між рамами (стояками) індивідуального кріплення		Заходи з підвищення тривкості нижнього шару порід покрівлі
					вздовж лави	на сполученнях лави	
Б ₁	V=0,05-0,3 Г=0,1-0,4 Д=0	шар вуглисто-глинястого сланця з площинами ослаблення (f<2)	огорожувально-підтримуючі кріплення (УКП, МК75, Т13К та ін.)	потрібні заходи з підвищення тривкості нижнього шару	—	0,6-0,7	залишення пачки вугілля в покрівлі, присікання нетривкого шару покрівлі
Б ₂	V=0,01-0,2 Г=0,05-0,1 Д=0	шар глинястого, піщано-глинястого сланця, нетривкого пісковика або вапняку (2<f<3)		4У, 1Ш, 3К, 1П	0,7-0,8	0,6-0,7	нагнітання хімрозчинів, хімічне, механічне анкерування, випереджаюче штангове кріплення
Б ₃	V=0, 1-0,5 Г=0,3-0,5 Д<2	шар сланця, зрідка пісковика або вапняку (2<f<5)	кріплення з резервуванням ходу на крок пересування	2У, 3У, 2Ш, 2К, 4К	0,7-0,8	0,6-0,8	затягування покрівлі, збільшення швидкості посування вибою
Б ₄	V=0,2-0,7 Г=0, 5-1,0 Д<5	шар тривкого сланця або пісковика, зрідка вапняку (5<f<7)	кріплення без резервування ходу на крок пересування	2У, 1С, 2С, 3С, 2П, 3П, 4П	0,8-0,9	0,7-0,8	не потрібні
Б ₅	V=0,5-2,0 Г=1,0 Д>5	монолітний шар тривкого пісковика, вапняку, зрідка сланця (f>7)	всі кріплення підтримуючого типу	5У, 3Ш, 1К	0,9-1,1	0,8-0,9	

Таблиця А.3

Класифікація верхнього шару підосви за тривкістю

Категорія за ДонВУГІ	Значення геомеханічних критеріїв	Орієнтовний літологічний склад	Технологічні характеристики	Тип нижньої опори стояків або секцій	Заходи з підвищення тривкості верхнього шару
П ₁	$\sigma_{вд} < 10$	сланці "кучерявої" текстури з дзеркалами плинину ($f < 2$)	не придатні в якості опори для всіх технологічних засобів	вибирається після виконання заходів з підвищення тривкості верхнього шару підосви	присікання нетривкого шару підосви, вибіркоче виймання нетривкого шару підосви
П ₂	$10 < \sigma_{вд} < 25$	сланці, зрідка пісковики "кучерявої" текстури ($2 < f < 4$)	опори секцій механізованих кріплень і стояки індивідуального кріплення грузнуть у підосву	збільшеної площі	дренаж води, збільшення швидкості посування вибою
П ₃	$\sigma_{вд} > 25$	однорідний масив зі сланців або пісковиків ($f > 4$)	служують гарною опорою для будь-яких технологічних засобів	звичайна	не потрібні

Категорії бокових порід

А₁ – легкообвалювані;
 А₂ – середньообвалювані;
 А₃ – важкообвалювані;
 А₄ – дуже важкообвалювані;
 А'₄ – схильні до плавного прогибу;
 Б₁ – дуже нетривкі;
 Б₂ – нетривкі;
 Б₃ – малотривкі;
 Б₄ – середньотривкі;
 Б₅ – тривкі;
 П₁ – дуже нетривкі;
 П₂ – малотривкі;
 П₃ – тривкі;

Геомеханічні категорії

α – конвергенція на 1 м привибійного простору у частках від потужності пласта;
 К – коефіцієнт варіації величини конвергенції;
 Ш_о – крок першої осадки масиву порід, м;
 Ш_п – крок наступних осадок масиву порід, м;
 Ш_с – крок сходження покрівлі з підосвою при плинному прогибанні, м;
 В – висота нижнього шару безпосередньої покрівлі, м;
 Г – відстань між шпаринами у нижньому шарі, м;
 Д – зависання покрівлі, м;
 σ_{вд} – супротив верхнього шару підосви вдавлюванню, м;
 f, f_{ср} – відповідно коефіцієнт міцності порід за проф. М.М. Протод'яконовим і його середнє значення.

Технологічні параметри

Q_н – нижня межа сумарного опору, Мпа;
 Р_{пк} – раціональна щільність стояків привибійного індивідуального кріплення з опором 300 кН, стояків/м.

Додаток Б
ХАРАКТЕРИСТИКИ ВИБІЙНОГО ОБЛАДНАННЯ

Таблиця Б.1

Характеристика комбайнів, що використовуються при кутах падіння пласта $\alpha < 35^\circ$

Тип комбайна	Межі регулювання виконавчого органу за потужністю пласта, м	Ширина захоплення, м	Максимальна робоча швидкість, м/хв	Опірність вугілля різанню, кН/м	Тип механізму пересування	Довжина, м	Потужність приводу, кВт
К103М	0,6-1,3	0,8	5,0	360	ВСП	5,208	180
КА80	0,85-1,2	0,8	5,0	360	ВСП	5,0	180
КА90	0,8-1,25	0,8	5,0	400	ВСП	5,12	200
1К101У	0,78-1,3	0,8; 0,63	4,4	300	СЦП	6,850	110
1К101УД	0,95-1,3	0,8	5,0	300	ВСП	4,3	290
1ГШ68	1,3-2,5	0,5; 0,63	4,4	360	СЦП	9,6	300
2ГШ68Б	1,35-2,5	0,5; 0,63	6,0	360	БСП	8,52	320
ГШ200Б	0,95-1,5	0,63; 0,8	6,0	360	БСП	6,8	226
ГШ500	1,3-2,7	0,63	6,0	360	БСП	8,9	560
КШ1КГУ	1,4-2,92	0,63	4,4	300	СЦП (БСП)	8,13	110
КШ3М	1,8-3,3	0,5; 0,63	4,4	300	СЦП	7,75	210
1КШЭ	2,0-4,25	0,5; 0,63	8,0	300	БСП	10,48	450
РКУ10	1,0-1,93	0,8; 0,63	5,0	360	БСП	9,0	200
РКУ13	1,25-2,6	0,8; 0,63	5,0	360	БСП	9,53	200 (400)
РКУ16	1,6-3,13	0,8; 0,63	5,0	360	БСП	9,16	315 (630)
БК89	0,55-0,75	0,8	3,7	360	ВСП	5,65	140
К88	1,6-2,5	0,63	6,9	300	БСП	6,98	150
КСП	2,8-5,0	0,63	5,4 (8,0)	360	БСП	13,42	560
К10П	1,2-2,6	0,63	5,4 (8,0)	300	БСП	8,215	315

Примітка: для комбайнів 1К101У, КШ1КГУ і К88 потрібна ніша довжиною не менше 6 м

¹ Характеристика гірничошахтного обладнання, яке випускається в цей час наведена також в

Інтернеті за адресами:

www.uum.dn.ua/index1.htm

www.coalinfo.ru/ru/catalogue/catalog

www.donbass.net/rus/coal

www.mashserv.donetsk.ua

<http://4557.ukrindustrial.com/>

Таблиця Б.2

Розміри конвеєрних голівок деяких типів конвеєрів

Конвеєр	Головний привід		Кінцевий привід	
	довжина, мм	ширина, мм	довжина, мм	ширина, мм
СП202	2830 / 1595*	2078 / 3591*	2830 / 1535*	2078 / 3591*
СП87ПМ	1618	3627	1618	3627
СП63М	2600	2134	2304	2134
КМ81-02БМ	2790	2135	2304	1650
СПЦ151	3100 / 3450**	2935	3100 / 3450 ^{0*}	2935
СПЦ161	3100 / 3450**	5060	3100 / 3450*	3325
СП48М	2660	3375	2660	2970
СПМ46	2140	2100	2140	1510
КИЗМ	2288	2078	2288	825
СУОКП70	2338 / 2515**	2370	2515	1880

*У чисельнику — при повздовжньому розташуванні електродвигунів, у знаменнику — при поперечному розташуванні електродвигунів.

**У чисельнику — при площинному виконанні привода, у знаменнику — при похилому виконанні привода.

Таблиця Б.3

Характеристика комбайнів, що використовуються при $\alpha > 35^\circ$

Тип комбайна	Виймальна потужність пласта, м	Ширина захоплення, м	Опірність вугілля різанню, кН/м	Потужність привода, кВт	Довжина, м
«Темп-1»	0,65-1,2 0,65-1,4	0,9; 1,0	300	70(45)	4,98
«Темп-1М»	0,65-1,4	0,9	300	90	4,975
«Поиск-3»	0,70-1,2	0,9	300	140	5,407
«Поиск2Р»	0,36-0,75	0,9	300	60	4,35
«Универсал-90»	0,45-0,90	0,9	300	154,4	5,15

Примітка: «Поиск2Р» — радіокерований; подавальна частина у всіх комбайнів — лебідка 1ЛГКНМ з $V_{роб}=0,76; 1,33; 1,95$ м/хв і $V_{max}=5,9$ м/хв.

Таблиця Б.4

Характеристика стругових і скреперостругових установок

Показник	Тип установки				
	УСТ2М	СО75	СН75	УСВ2	УС2У
Виймальна потужність пласта, м	0,55-1	0,6-1,2	0,6-1,2	0,9-2	0,4-1,2
Кут падіння пласта (до), град:					
при роботі за простяганням	25	20	20	25	90
при роботі за повстанням (падінням)	8(5)	-	8(5)	-	-
Довжина лави (до), м	200	250	200	200	100-130
Опірність вугілля різанню (до), кН/м	200	250	300	250	200; 300**
Продуктивність, т/хв	до 5,0	до 6,4	4,9-6,2	10	0,9-1,8
Товщина стружки, мм	до 105	50-70	30-70	до 100	6-12
Швидкість руху, м/с	0,6; 1,5	0,78; 1,53	0,78; 1,53	1,52	1,6
Потужність приводів установки, кВт	55×(1-4)	110×2	110×2	110×2	110× (1-2)
Потужність приводів конвеєра, кВт	55× (2-4)	752	105×2	110×2	

Примітка: * при роботі з індивідуальним кріпленням виймальна потужність пласта — 0,8 м;

** при роботі скрепероструга з тараном.

Таблиця Б.5

Склад механізованих комплексів

Тип механізованого комплексу	Тип			
	Кріплення	Комбайна або струга	Конвеєра	Кріплення сполучення (гідростолу)
1КМ103М	1М103М	К103М	СП202В1М	СО75С
1МКД90	1КД90	КА90; К103М	СПЦ162-09(10)	КСД90
2МКД90	2КД90	РКУ10-03	СПЦ162-11	КСД90
3МКД90	3КД90	РКУ10-04; РКУ 13; ГШ500	СПЦ162-12	КСД90
2МКД90Т	2КД90Т	РКУ 10-03	СПЦ162-11	КСД90
3МКД90Т	3КД90Т	РКУ 10-04; РКУ 13; ГШ500	СПЦ162-12	КСД90
1КМК97М	1МК98	1К101У; 1К103М; МК67	СНЦ202М	КСШ5К
2КМК97М	2МК98	1К101У; 1К103М; МК67	СНЦ202М	КСШ5К
2КМК98	2МК98	1К101У; МК67 01	СП202	КСШ5К

Тип механізованого комплексу	Тип			
	Кріплення	Комбайна або струга	Кріплення	Кріплення сполучення (гідростолу)
3КМК98	3МК98	1К101У; МК67 02	СП202	КСШ5К
1КМ88	1М88	1К101У; 2К52М; 1ГШ68	СП87ПМ	КСУЗМ
1КМ87УМН	1М87УМН	1К101У; 2К52М	СП87-35	КСУЗМ
2КМ87УМН	2М87УМН	2К52М; 1ГШ68	СП87-35	КСУЗМ
1КМ87УМП	1М87УМП	1К101У; 2К52М	СП87-35	КСУЗМ
2КМ87УМП	2М87УМП	2К52М; 1ГШ68	СП87-35	КСУЗМ
1КМТ	1МТ	1К101У; РКУ10; ГШ200Б	СП87ПМ-46	КСУЗМ
2КМТ	2МТ	2ГШ68Б; РКУ13; ГШ500	СП87ПМ-46	КСУЗМ
1МКДД	1КДД	РКУ10	СПЦ163	
2МКДД	2КДД	РКУ13	СПЦ163	
1МКДТ	1КДТ	РКУ10	КСД27	
2МКДТ	2КДТ	РКУ13	КСД27	
МДМ	ДМ	ГШ200Б	СП301	
КМ137	М137	1К103М	СП202В1И	КСШ5А; СО75С
КМ138	М138	2РКУ10; РКУ13	СПЦ271. 38	КСШ5А
КМ 142	М142	РКУ16; 1КШЭ	СП301	КСШ5А; СО75С
2КМ87УМ	2М87УМ	1К101У; 2К52У; 1ГШ68	СП87ПМ	КСУЗМ
МК75Б	К75Б	2ГШ68Б; РКУ13; ГШ500	СУМК75Б	спеціальна
1МК85Б	1К85Б	РКУ-10(13); 2ГШ68Б	СПЦ261	спеціальна
1МКБ	1КБ	КШ1КГУ; РКУ13	СПЦ261	спеціальна
1УКП	1УКП	2ГШ68Б	СП87ПМ	КСКШ и КСВШ
2УКП	2УКП	2 КШЗМ	2УКП.02	то же
КМС97М	МК98С	СО75М; СН75; УСВ2; УСТ2М	спеціальний СП	СО75С
1КМС98	1МК98	УСТ2М	спеціальний СП	СО75С
2КМС98	2МК98	УСТ2М	спеціальний СП	СО75С
3КМС98	3МК98	УСТ2М	спеціальний СП	СО75С
1КМ87УМС	1М87УМС	СО75М; СН75М; УСВ2	спеціальний СП	СО75С
2КМ87УМС	2М87УМС	СО75М; СН75М; УСВ2	спеціальний СП	СО75С
АФК	АФКЛ	конвеєроструг		спеціальна

Додаток В
ТЕХНОЛОГІЧНІ ПАРАМЕТРИ ПРИВИБІЙНИХ КРІПЛЕНЬ

Таблиця В.1

Технологічні параметри механізованих кріплень для пластів пологого і пологого падіння

с	1М103М	1КД90	2КД90	3КД90	1МК98	2МК98	1М88	2М87УМН	МДМ
Виймальна потужність, м									
мінімальна	0,71	0,8	1,1	1,35	0,75	0,9	1,0	1,15	0,85
максимальна	0,95	1,25	1,5	2,0	1,0	1,25	1,3	1,95	1,5
Площа перерізу лави в світлі, м ²									
мінімальна	1,4	1,6	2,2	2,7	1,69	2,01	2,3	2,3	1,35
максимальна	1,9	2,5	3,0	4,0	2,29	4,08	2,7	4,6	3,0
Кут падіння пласта (до), град. при роботі:									
за простяганням	35	35	35	35	20	20	15	35	35
за повстанням (падінням)	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Категорії порід покрівлі: за обвалюваністю	А ₁ -А ₃	А ₁ ,А ₂	А ₁ ,А ₂	А ₁ ,А ₂	А ₁ ,А ₂	А ₁ ,А ₂	А ₁ ,А ₂	А ₁ ,А ₂	А ₁ ,А ₂
за тривкістю	Б ₃ -Б ₅	Б ₂ -Б ₅	Б ₂ -Б ₅	Б ₂ -Б ₅	Б ₄ -Б ₅	Б ₄ -Б ₅	Б ₃ -Б ₅	Б ₄ -Б ₅	Б ₄ ,Б ₅
Тиск на підшву, МПа	3,5	2,0	2,0	2,0	3,5	3,5	1,65	2,9	2,0
Розмір верхняка кріплення, мм									
довжина	4435	5200	5200	4722	3460	3460	3670	3670	
ширина (секції)	1130	1450	1450	1450	500(1425)	500(1425)	920	920	1370
Крок встановлення кріплення, м	1,2	1,5	1,5	1,5	1,6	1,6	0,95	0,95	1,4
Коефіцієнт затягування покрівлі	0,9	0,9	0,9	0,9	0,72	0,72	0,95	0,9	0,9
Крок пересування кріплення, м	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8(0,63)	0,8(0,63)	0,63	0,63	0,8(0,63)
Відстань від кінця верхняка до переднього стояка, мм	2295	2508	2018	2018	1850	1850	2150	2150	
Відстань між рядами стояків, мм	1400	1307	1307	1307	1250	1250	1100	1100	
Кількість стояків у секції	2 + 2	2 + 2	2 + 2	2 + 2	1 + 1	1 + 1	1 + 1	1 + 1	0 + 2
Кількість секцій у комплекті	1	1	1	1	2	2	1	1	1
Довжина у постачанні, м	170	200	200	200	160	160	170	160	200
Опір кріплення на 1 м лави, кН/м	2333	1860	1930	2000	1215	1215	1640	1640	2800
Наявність активного підпору	так	так	так	так	немає	немає	немає	немає	так

Характеристика кріплення	1М87УМП	2М87УМП	2М87УМ	1МК98С	2МК98С	2М87С	1М88С	1МТ	2МТ
Виймальна потужність, м									
мінімальна	1,05	1,25	1,25	0,72	0,9	1,25	1,05	1,1	1,35
максимальна	1,38	1,95	1,95	1,0	1,25	1,95	1,4	1,5	2,0
Площа перерізу лави в світлі, м ²									
мінімальна	1,51	2,16	2,3	1,69	2,01	1,7	2,2	2,4	2,96
максимальна	2,6	4,4	4,6	2,29	4,08	3,38	2,8	3,3	4,42
Кут падіння пласта (до), град. при роботі:									
за простяганням	20	15	20	20	20	15	20	35	35
за повстанням (падінням)	10	10	10	8(5)	8(5)	8	5	10	10
Категорії порід покрівлі: за обвалюваністю	A1-A3	A1-A3	A1-A3	A1,A2	A1,A2	A1,A2	A1,A2	A1-A3	A1-A3
за тривкістю	Б4-Б5	Б4-Б5	Б3-Б5	Б4-Б5	Б4-Б5	Б4-Б5	Б4-Б5	Б4-Б5	Б4-Б5
Тиск на підшву, МПа	2,9	2,9	2,9	3,5	3,5	2,9	2,9	2,7	2,7
Розмір верхняка кріплення, мм									
довжина	3540	3540	3850	3820	3820	3670	3670	4180	4180
ширина (секції)	620	920	920	500(1420)	500(1420)	620(1590)	620(1590)	1230	1230
Крок встановлення кріплення, м	0,635	0,95	0,95	1,6	1,6	2,0(1,68)	2,0(1,68)	1,266	1,266
Коефіцієнт затягування покрівлі	0,9	0,9	0,9	0,72	0,72	0,7-0,8	0,7-0,8	0,9	0,9
Крок пересування кріплення, м	0,63	0,63	0,63	0,8(0,4)	0,8(0,4)	1,3(0,65)	1,3(0,65)	0,63	0,63
Відстань від кінця верхняка до переднього стояка, мм	1850	1850	2510	2120	2120	1275	1275	2055	2055
Відстань між рядами стояків, мм	1100	1100	1100	1100	1100	1100	1100	1340	1340
Кількість стояків у секції	1 + 1	1 + 1	1 + 1	1 + 1	1 + 1	1 + 1	1 + 1	2 + 2	2 + 2
Кількість секцій у комплекті	1	1	1	2	2	2	2	1	1
Довжина у постачанні, м	160	160	170	170	170	170;200	170;200	200	200
Опір кріплення на 1 м лави, кН/м	2160	2160	1640	1215	1215	1520-1800	1520-1800	4200	4200
Наявність активного підпору	немає	немає	немає	немає	немає	немає	немає	так	так

Характеристика кріплення	M137	K75Б	1K85Б	1КБ	1ОКП70	2ОКП70	M138	АФК
Виймальна потужність, м								
мінімальна	0,8	1,6	1,2	1,4	1,5	2,3	1,25	0,69
максимальна	1,3	2,2	2,1	2,2	2,5	3,3	2,35	0,9
Площа перерізу лави в світлі, м ²								
мінімальна	1,6	2,8	2,1	2,93	3,35	4,23	2,82	0,7
максимальна	3,4	3,9	3,7	5,15	4,6	6,4	5,2	1,1
Кут падіння пласта (до), град. при роботі:								
за простяганням	35	35	35	35	30	30	30	18
за повстанням (падінням)	12(10)	10	10	10	10	10	10	12
Категорії порід покрівлі: за обвалюваністю	A1,A2	A1,A2	A1-A3	A1,A2	A1,A2	A1,A2	A1-A3	A1-A3
за тривкістю	Б4-Б5	Б3-Б5	Б2-Б5	Б3-Б5	Б2-Б5	Б2-Б5	Б4-Б5	Б4-Б5
Тиск на підшву, МПа	2,9	0,8	1,2	1,2	1,2	1,2	2,5	1,85
Розмір верхняка кріплення, мм								
довжина	4080**	4100	5200	4300	3350	3620	5100	3460
ширина (секції)	1440	1056	1430	1060	1060	1060	1420	1450
Крок встановлення кріплення, м	1,5	1,1	1,5	1,1	1,1	1,1	1,5	1,35
Коефіцієнт затягування покрівлі	0,9	0,9	0,92	0,90	0,92	0,92	0,92	0,9
Крок пересування кріплення, м	0,8	0,5	0,8	0,63	0,63	0,63	0,8	0,4
Відстань від кінця верхняка до переднього стояка, мм	2280	2500	2500	2500	2274	2274	2350	1490
Відстань між рядами стояків, мм	-	1250	1250	1250	-	-	1350	950
Кількість стояків у секції	2	1 + 1	1 + 1	1 + 1	1	1	2 + 2	2 + 2
Кількість секцій у комплекті	1	1	1	1	1	1	1	1
Довжина у постачанні, м	200	100	100	100	100	100	200	150
Опір кріплення на 1 м лави, кН/м	1950	1455	1455	1640	647	690	4170	1400
Наявність активного підпору	так	немає	немає	так	немає	немає	так	так

Технологічні параметри механізованих кріплень для пластів крутого падіння

Характеристика кріплення	Тип и типорозмір кріплення		
	КТУ-Д	1АНЦ МК	2АНЦ МК
Виймальна потужність, м:			
мінімальна	0,6	0,7	1,1
максимальна	1,5	1,3	2,2
Площа поперечного перерізу лави в світлі, м ²			
мінімальна	1,2	1,05	1,6
максимальна	3,2	3,35	3,3
Кут падіння пласта, град	35-90	45-90	45-90
Клас вміщуючих порід	II-IV	II-IV	II-IV
Тиск на підшву, МПа, до	0,6	1,0	1,0
Розмір верхняка кріплення, мм:			
довжина	3100	2750	2780
ширина	1000	950	1290
Крок встановлення кріплення, м	1,0	1,0	1,0
Коефіцієнт затягування покрівлі	0,8	0,7	0,85
Крок пересування кріплення, м	0,9	0,63	0,63
Довжина у постачанні, м	120	60	60
Опір кріплення на 1 м довжини лави, кН/м	980	300	160
Опірність вугілля різанню, Н/мм, до	300	200	200

Таблиця В.3

Характеристики гідравлічних стояків внутрішнього живлення

Типи стояків	Типорозміри стояків	Мінімальна висота h _n min, мм	Максимальна висота h _n max мм	Маса без робочої рідини, кг
СУГ30	2СУГ30	500	650	22,0
	5СУГ30	560	800	24,0
	6СУГ30	630	900	25,0
	7СУГ30	710	1000	28,5
	8СУГ30	800	1120	30,5
	9СУГ30	900	1250	33,0
	10СУГ30	1000	1400	36,6
	11СУГ30	1120	1600	40,0

Таблиця В.4

Характеристика металевих верхняків

Тип верхняка	Типорозміри верхняків	Довжина верхняка, м	Маса, кг
ВВ30	1ВВ30	0,80	14,5
	2ВВ30	1,00	17,7
	3ВВ30	1,26	21,9
ВР	1ВР	0,80	14,0
	2ВР	1,00	17,0

Додаток Г
ОРІЄНТОВНІ ВЕЛИЧИНИ НОРМАТИВНИХ НАВАНТАЖЕНЬ НА ОЧИСНИЙ
ВИБІЙ

Таблиця Г.1

Нормативні навантаження на очисні вибої, що обладнані комплексами 1К103М і МКД90

Умови, за яких визначено норматив	Потужність пласта, м	Навантаження вибій, що розробляє (т/доб) на очисний пласт з покрівлею	
		тривкою	середньої тривкості
Положисті і похилі пласти, довжина очисного вибою 150 м, опірність вугілля різанню до 250 кН/м, підшва типу П ₂ , П ₃	0,9	660	550
	1,0	760	610
	1,1	870	690

Примітки:

1. Якщо довжина очисного вибою збільшується до 180 м, то на кожний метр довжини вибою після 150 м норматив навантаження збільшується на 2,5 т/доб при тривкій покрівлі і на 2,0 т/доб при покрівлі середньої тривкості.
2. Якщо довжина очисного вибою зменшується до 120 м, то норматив навантаження зменшується з розрахунку 2,0 т/доб при тривкій покрівлі і 1,5 т/доб при покрівлі середньої тривкості на кожний метр довжини вибою від 150 до 120 м.
3. При слабких породах підшви у розрахунок нормативу навантаження треба вводити поправочний коефіцієнт $k_r = 0,8$.

Таблиця Г.2

Нормативні навантаження на очисні вибої, що обладнані комплексами 2МКМ97

Умови, за яких визначено норматив	Потужність пласта, м	Навантаження (т/доб) на очисний вибій, що розробляє пласт з покрівлею	
		тривкою	середньої тривкості
Положисті і похилі пласти, довжина очисного вибою 150 м, опірність вугілля різанню до 300 кН/м, підшва типу П ₂ , П ₃	0,8	550	450
	0,9	650	550
	1,0	750	600
	1,1	860	670

Примітки:

1. Якщо довжина очисного вибою збільшується до 180 м, то на кожний метр довжини вибою після 150 м норматив навантаження збільшується на 2,0 т/доб при тривкій покрівлі і на 1,5 т/доб при покрівлі середньої тривкості.
2. Якщо довжина очисного вибою зменшується до 120 м, то норматив навантаження зменшується з розрахунку 2,0 т/доб при тривкій покрівлі і 1,5 т/доб при покрівлі середньої тривкості на кожний метр довжини вибою від 150 до 120 м.
3. При слабких породах підшви у розрахунок нормативу навантаження треба вводити поправочний коефіцієнт $k_g = 0,7$.

Таблиця Г.3

Нормативні навантаження на очисні вибої, що обладнані комплексами КМ87, МК, КМТ, КМ137, КМ138

Умови, за яких визначено норматив	Потужність пласта, м	Навантаження (т/доб) на очисний вибій, що розробляє пласт з покрівлею	
		тривкою	середньої тривкості
Положисті і похилі пласти, довжина очисного вибою 170 м, опірність вугілля різанню до 350 кН/м, підшва типу П ₂ , П ₃	1,2	1000	900
	1,3	1100	1000
	1,5	1260	1110
	1,7	1350	1240
	1,9	1500	1370

Примітки:

1. Якщо довжина очисного вибою збільшується до 200 м, то на кожний метр довжини вибою після 170 м норматив навантаження збільшується на 4,0 т/доб при тривкій покрівлі і на 3,0 т/доб при покрівлі середньої тривкості.
2. Якщо довжина очисного вибою зменшується до 140 м, то норматив навантаження зменшується з розрахунку 3,0 т/доб при тривкій покрівлі і 2,5 т/доб при покрівлі середньої тривкості на кожний метр довжини вибою від 170 до 140 м.
3. При слабких породах підшви у розрахунок нормативу навантаження треба вводити поправочний коефіцієнт $k_r = 0,8$.

Таблиця Г.4

Нормативні навантаження на очисні вибої, що обладнані комплексами КМС97

Умови, за яких визначено норматив	Потужність пласта, м	Опірність вугілля різанню, кН/м	Навантаження (т/доб) на очисний вибій, що розробляє пласт з покрівлею	
			тривкою	середньої тривкості
Положисті і похилі пласти, довжина очисного вибою 150 м, підшва типу П ₂ , П ₃	0,7	150	920	770
		200	800	670
		250	680	570
		300	580	480
	1,0	150	1000	840
		200	870	730
		250	730	630
		300	650	540
	1,3	150	1140	950
		200	980	820
		250	840	700
		300	720	600

Примітки:

1. Якщо довжина очисного вибою збільшується до 200 м, то на кожний метр довжини вибою після 150 м норматив навантаження збільшується на 1,0 т/доб.
2. Якщо довжина очисного вибою зменшується до 100 м, то норматив навантаження зменшується з розрахунку 1,2 т/доб на кожний метр довжини вибою від 150 до 100 м.
3. При слабких породах підшви у розрахунок нормативу навантаження треба вводити поправочний коефіцієнт $k_r = 0,8$.

Таблиця Г.5

Нормативні навантаження на очисні вибої, що обладнані комплексами 1КМ88С і 2КМ87С

Умови, за яких визначено норматив	Потужність пласта, м	Опірність вугілля різанню, кН/м	Навантаження (т/доб) на очисний вибій, що розробляє пласт з покрівлею	
			тривкою	середньої тривкості
Положисті і похилі пласти, довжина очисного вибою 150 м, підшва типу П ₂ , П ₃	1,1	150	1080	900
		200	940	780
		250	790	660
		300	700	580
	1,4	150	1200	1000
		200	1030	860
		250	890	740
		300	770	640

Примітки:

1. Якщо довжина очисного вибою збільшується до 200 м, то на кожний метр довжини вибою після 150 м норматив навантаження збільшується на 1,0 т/доб.
2. Якщо довжина очисного вибою зменшується до 100 м, то норматив навантаження зменшується з розрахунку 1,2 т/доб на кожний метр довжини вибою від 150 до 100 м.

3. При слабких породах підшви у розрахунок нормативу навантаження треба вводити поправочний коефіцієнт $k_r = 0,8$.

Таблиця Г.6

Нормативні навантаження на очисні вибої, що обладнані щитовими агрегатами 1АНЦМК

Умови, за яких визначено норматив	Потужність пласта, м	Опірність вугілля різанню, кН/м	Навантаження (т/доб) на очисний вибій, що розробляє пласт з покрівлею	
			тривкою	середньої тривкості
Крутопохилі і круті пласти, довжина очисного вибою 60 м, підшва від середньої до тривкої	0,7	до 150	250	210
		до 250	210	180
	0,9	до 150	300	250
		до 250	260	220
	1,1	до 150	350	290
		до 250	300	270
	1,3	до 150	400	240
		до 250	340	315

Примітки:

1. Якщо довжина очисного вибою збільшується до 70 м, то на кожен метр довжини вибою після 60 м норматив навантаження збільшується на 2,5 т/доб.
2. Якщо довжина очисного вибою зменшується до 40 м, то норматив навантаження зменшується з розрахунку 2,0 т/доб на кожен метр довжини вибою від 60 до 40 м.

Таблиця Г.7

Нормативні навантаження на очисні вибої, що обладнані щитовими агрегатами 2АНЦМК

Умови, за яких визначено норматив	Потужність пласта, м	Опірність вугілля різанню, кН/м	Навантаження (т/доб) на очисний вибій, що розробляє пласт з покрівлею	
			тривкою	середньої тривкості
Крутопохилі і круті пласти, довжина очисного вибою 40 м, підшва від середньої до тривкої	1,2	до 150	350	290
		до 250	320	270
	1,4	до 150	400	340
		до 250	370	310
	1,6	до 150	450	390
		до 250	420	350
	1,8	до 150	500	420
		до 250	470	390
	2,0	до 150	550	470
		до 250	520	430
	2,0	до 150	600	520
		до 250	570	490

Примітки:

1. Якщо довжина очисного вибою збільшується до 70 м, то на кожен метр довжини вибою після 40 м норматив навантаження збільшується на 2,5 т/доб.
2. Якщо довжина очисного вибою зменшується до 30 м, то норматив навантаження зменшується з розрахунку 2,0 т/доб на кожен метр довжини вибою від 40 до 30 м.

Список рекомендованої літератури

1. Технологія підземної розробки корисних копалин [Електронне видання] : навч. посіб. / А. І. Новак, О. В. Калініченко, В. В. Заєць та ін. Рівне : НУВГП, 2019. 315 с.

2. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин : Підручник для вузів / В. І. Бондаренко, О. М. Кузьменко, Ю. Б. Грядущий та ін.; За заг. ред. проф. В. І. Бондаренка. Д. : Національний гірничий університет, 2005. 708 с.

3. Методичні вказівки до курсового проектування з дисциплін "Розробка родовищ корисних копалин", "Технологія розробки корисних копалин", "Технологія гірничого виробництва", "Технологія гірничих робіт" (для студентів спеціальностей 7.090216 – МАШ, ЕМК; 7.092204 – ЕМО; 7.092501 – АУП усіх форм навчання) / Укл.: П. П. Голембієвський, В. Д. Іващенко. Донецьк : ДонНТУ, 2007. 59 с.

4. Методичні вказівки до практичних робіт із навчальної дисципліни «Технології підземної розробки корисних копалин» для здобувачів вищої освіти першого (бакалаврського) рівня за освітньо-професійною програмою «Гірництво» спеціальності 184 «Гірництво» денної та заочної форм навчання. [Електронне видання] / Заєць В. В., Семенюк В. В., Оксенюк Р. Р. Рівне : НУВГП, 2020. 29 с.